621.74+621.745
+669

П. П. ЖЕВТУНОВ
кандидат технических наук

ТЕХНОЛОГИЯ ЛИТЕЙНОГО ПРОИЗВОДСТВА

ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ

112.4.1139

Под редакцией
д-ра техн. наук проф. Н. Н. РУБЦОВА

Допущено Министерством высшего образования СССР в качестве учебного пособия для машиностроительных вузов

Ростовская на Дону
государственная
научная
библиотека
им. К. Маркса

МАШГИЗ
ГОСУДАРСТВЕННОЕ НАУЧНО-ТЕХНИЧЕСКОЕ ИЗДАТЕЛЬСТВО
МАШИНОСТРОИТЕЛЬНОЙ ЛИТЕРАТУРЫ
Москва 1957

Книга написана в соответствии с программой курса „Технология литейного производства" по разделам „Свойства литейных сплавов" и „Плавки литейных сплавов" и содержит сведения по основным литейным сплавам и технологии их приготовления.

Предназначается в качестве учебного пособия для студентов литейной специальности машиностроительных вузов и может быть использована инженерно-техническими работниками.

Рецензенты:
д-р техн. наук проф. А. А. Рыжиков
и кафедра „Металлургия стали и литейного производства"
Московского вечернего металлургического института

Редактор канд. техн. наук Н. И. КЛОЧНЕВ

Редакция литературы по тяжелому машиностроению
Зав. редакцией инж. С. Я. ГОЛОВИН

ЧАСТЬ I
СВОЙСТВА ЛИТЕЙНЫХ СПЛАВОВ

ГЛАВА I
ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

§ 1. ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К ЛИТЕЙНЫМ СПЛАВАМ

Литейные сплавы должны удовлетворять следующим основным требованиям: хорошо заполнять литейную форму, обеспечивать после затвердевания и охлаждения заданные механические, физические и химические свойства.

Выполнение этих требований зависит прежде всего от литейных свойств сплава и условий, в которых происходит заливка форм и охлаждение отливок.

Литейные сплавы должны обладать хорошей жидкотекучестью, обеспечивающей заполнение литейной формы и получение тонкостенных отливок сложной конфигурации; должны иметь небольшую усадку: большая усадка сплавов при прочих равных условиях приводит к образованию трещин, усадочных раковин, рыхлот, пористости и внутренних напряжений; обладать минимальной склонностью к поглощению газов и к ликвации.

При назначении сплава необходимо учитывать также его стоимость и выбирать составы сплавов на основе дешевых и недефицитных компонентов.

§ 2. ТРЕБОВАНИЯ, ПРЕДЪЯВЛЯЕМЫЕ К ЛИТЫМ ДЕТАЛЯМ

Условия работы литых деталей в машинах и сооружениях весьма разнообразны, и технические требования, предъявляемые к литым деталям, должны учитывать эти условия.

Основной характеристикой в оценке качества литых деталей являются механические свойства, которые для большинства литейных сплавов определяются соответствующими стандартами.

Однако механические свойства для ряда литых деталей не являются решающими; в этих случаях оценка качества отливок может производиться по их микроструктуре. Соответствующая микроструктура обеспечивает в отдельных случаях возможность механической обработки и, самое главное, эксплуатационную стойкость литых деталей. Для деталей, работающих в агрессивных средах,

требуется высокая коррозионная стойкость. Это особенно важно для деталей, работающих в агрессивных средах при повышенных и высоких температурах. Для таких деталей применяют специальные литейные жаростойкие и химически стойкие сплавы. К конструкционным деталям, работающим в условиях повышенных и высоких температур, предъявляются требования повышенной жаропрочности.

В приборостроении, электротехнике и в других отраслях промышленности оценка литых деталей производится по их физическим свойствам: электропроводности, теплопроводности, магнитным свойствам и др.

Во многих случаях литые детали должны удовлетворять одновременно требованиям по механическим, физическим, химическим свойствам и микроструктуре.

§ 3. ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ, ПРИМЕНЯЕМЫЕ В МАШИНОСТРОЕНИИ

Литейные сплавы, применяемые для изготовления фасонных деталей, можно разделить на шесть характерных групп:

Первая группа — углеродистая и легированная сталь. Наряду с увеличением количества стального литья из углеродистой стали все большее распространение получают отливки из легированной стали. При этом наибольшее количество конструкционных деталей изготовляется из низколегированной стали.

Вторая группа — чугун: с пластинчатым и шаровидным графитом, легированный, ковкий, отбеленный и белый.

Третья группа — медные сплавы: бронза и латунь, называемые тяжелыми цветными сплавами.

Четвертая группа — алюминиевые сплавы. Алюминиевые сплавы, называемые легкими сплавами, широко используются в авиационной промышленности и в отдельных отраслях машиностроительной промышленности.

Пятая группа — магниевые сплавы. Магниевые сплавы являются наиболее легкими техническими сплавами, они нашли широкое распространение в авиационной промышленности.

Шестая группа — сплавы на основе олова, свинца и цинка. Эти сплавы используются как антифрикционные для изготовления фасонных деталей и подшипников.

ГЛАВА II

ЛИТЕЙНЫЕ СВОЙСТВА СПЛАВОВ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

1. Строение жидкого металла

Качество литых деталей во многом зависит от свойств расплавленного металла.

Изучение строения жидкого металла показывает, что оно определяется температурными условиями, в которых находится расплавленный металл. Рентгенографическими исследованиями установлено, что в жидких металлах с температурой, близкой к точке плавления, расположение атомов частиц сходно с расположением их в твердых металлах.

Таким образом, расположение атомов и молекул в жидком металле не хаотическое и не случайное, а в известной степени близкое к расположению их в твердом теле. Упорядоченное расположение атомов в пределах нескольких соседних кристаллических решеток, характерное для жидкого состояния, называют ближним порядком в отличие от дальнего порядка, характерного для твердых кристаллических тел.

Значительное изменение в строении металлы претерпевают при нагревании их до температуры кипения, когда они могут переходить в парообразное состояние, причем стройный порядок расположения молекул и атомов нарушается.

Технические металлы обычно имеют большую разницу между температурами плавления и кипения.

Например, железо плавится при 1535°, а кипит при температуре — 3000°.

Температура заливки низкоуглеродистой стали составляет 1600—1650°.

Медь плавится при температуре 1084°, кипит при 2310°, а температура заливки меди и медных сплавов находится в пределах 1000—1250°.

По мере нагревания металла тепловое расширение приводит к такому увеличению расстояний между атомами, при котором устойчивость кристаллической решетки нарушается и металл из твердого состояния переходит в жидкое, характеризующееся определенной вязкостью и жидкотекучестью.

2. Понятие о вязкости металлов

Вязкостью, или внутренним трением называют сопротивление, испытываемое средой при движении одних ее частиц относительно других. Коэффициент динамической вязкости представляет собой силу (в динах), которую надо приложить к 1 $см^2$ элементарной площадки внутри движущейся жидкости для сообщения ей скорости 1 *см/сек* относительно другой, параллельной ей площадки, отстоящей от нее на 1 *см*.

Увеличение динамической вязкости замедляет скорость движения металла в форме. Значение динамической вязкости жидкого металла в литейном производстве приобретает особое значение при заполнении сложных форм и получении отливок хорошего качества.

На вязкость металла оказывает влияние не только его строение в жидком состоянии, но и наличие в жидкости твердых неметаллических включений, газов и т. п.

Для характеристики металла, движущегося в каналах, пользуются величиной $\nu = \frac{\eta}{d}$ $см^2/сек$, которую называют кинематической вязкостью. Поток жидкости, движущейся в канале, сохраняет ламинарный характер движения до тех пор, пока скорость его движения не будет выше критической, определяемой из гидродинамики критическим значением числа Рейнольдса

$$Re_{кр} = \frac{v_{кр} D}{\nu},$$

где R_e — число Рейнольдса (безразмерное):
D — диаметр канала в *см*;
$v_{кр}$ — критическая скорость движения в *см/сек*;
ν — кинематическая вязкость в $см^2/сек$.

При течении жидкости в канале с диаметром D критическая скорость $v_{кр}$ до перехода из ламинарного в турбулентный поток может быть тем более высокой, чем больше кинематическая вязкость.

В соответствующих расчетах потоков необходимо считаться с тем, что величины вязкости меняются при заполнении литейной формы, так как изменяется температура металла.

Величины динамической и кинематической вязкости жидких металлов приведены в табл. 1.

Динамическая вязкость оказывает большое влияние на всплывание газовых и неметаллических включений, находящихся в жидком металле. Скорость всплывания неметаллических включений и газов в жидком металле определяется формулой

$$v = \frac{2}{9} g \frac{1}{\eta} r^2 (d_м - d_{вкл})\ см/сек,$$

где v — скорость всплывания включений в *см/сек*;
g — ускорение в $см/сек^2$;

η — динамическая вязкость в $г/см \cdot сек$;
r — радиус включений в *см*;
$d_м$ и $d_{вкл}$ — плотность металла и включений в $г/см^3$.

Таблица 1

Материал	Температура в °С	Динамическая вязкость в $г/см \cdot сек$	Кинематическая вязкость в $см^2/сек$
Вода	+20	0,0105	0,01050
Ртуть	Немного выше $t_{пл}$	0,0210	0,00155
Железо	То же	0,040	0,00556
Сталь (0,3% С)	1535° (на 2°С выше $t_{пл}$)	0,0285	0,00407
	1555° (+45°)	0,0260	0,00375
	1610° (+100°)	0,0230	0,00339
Ковкий чугун (3,1% С)	1340 (на 30° выше $t_{пл}$)	0,0265	0,00379
	1405° (+125°)	0,0190	0,00276
Серый чугун (4,0% С)	1250° (на 100° выше $t_{пл}$)	0,0210	0,00317
Сталь (0,45% С)	1550° (на 55° выше $t_{пл}$)	—	0,0055

Понижение вязкости металла и сплавов практически достигается повышением температуры нагрева жидкого металла или введением в его состав дополнительных элементов.

3. Понятие о поверхностном натяжении

Следующей важной характеристикой жидкого металла является **поверхностное натяжение**. Поверхностный слой расплавленного металла отличается по своим свойствам от основной массы.

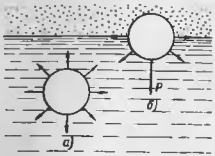
Частички (молекулы), находящиеся на поверхности жидкого металла, испытывают одностороннее притяжение внутренних частиц.

Это явление может быть представлено графически (фиг. 1). Внутримолекулярные силы уравновешены окружающей средой (фиг. 1, *а*), и молекулы никакой избыточной энергии не имеют. Молекулы, находящиеся на поверхности, не могут уравновешиваться, так как они не находятся в однородной среде (фиг. 1, *б*). В силу этого на поверхности расплавленного металла образуется как бы тонкая пленка, которая сжимает металл.

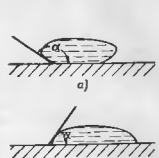
Чтобы увеличить поверхность расплавленного металла, необходимо совершить работу, преодолевающую молекулярную силу. Работу, необходимую для образования 1 $см^2$ новой поверхности расплавленного металла, называют поверхностным натяжением; размерность поверхностного натяжения $эрг/см^2$, или $дн/см$. Запас избытка энергии частиц, затрачиваемой на единицу поверхности, называют поверхностной энергией. Поверхностное натяжение σ связано с поверхностной энергией формулой $\sigma = F - T\frac{d\sigma}{dT}$ и зависит от температуры. Кроме того, величина поверхностного натяже-

ния зависит от природы самой жидкости и от среды, с которой граничит поверхность жидкого металла.

Поверхностное натяжение жидкого металла имеет большое значение: изменяя его, можно воздействовать на заполнение литейной формы и на чистоту поверхности получаемой детали. Металлы и



Фиг 1. Схема действия поверхностного натяжения:
а — внутри жидкого металла; б — на поверхности стекла.



Фиг 2. Схематическое изображение условий смачиваемости твердого тела жидким металлом:
а — не смачивается; б — смачивается.

сплавы с повышенным поверхностным натижением не смачивают поверхности формы (фиг. 2, *а*), дают чистую поверхность отливки. Но для того чтобы такой жидкий металл заполнял форму, необходимо преодолевать противодавление поверхностного натяжения:

Таблица 2

Материал	Температура в °С	Поверхностное натяжение в *дин/см*
Вода	20	81
Олово . . .	232	526
Медь	1181	1103
Серый чугун (3,9 %С) . . .	1300	1150
Ковкий чугун (2,2% С) . . .	1420	1500
Сталь (0.3% С) . . .	1520	1500

$$p = \frac{2\sigma}{r}\cos\alpha \ e/cм^2,$$

где p — сила;

σ — поверхностное натяжение;

r — радиус канала, в котором движется жидкость;

α — угол, образуемый металлом и формой (угол смачивания).

Сплавы с малым поверхностным натяжением [$\alpha < 90°$ (фиг. 2, *б*)] смачивают поверхность твердого тела и оказывают незначительное сопротивление при течении металлов по каналам. Смачивание поверхности (фиг. 2, *б*) приводит к получению более четкого рельефа отливки, но зато может получиться весьма прочное соединение металла с материалом формы за счет диффузии, молекулярного

сцепления или механического проникновения металла в поры формы.

Величина поверхностного натяжения меняется в зависимости от состава и температуры жидкого металла. Величины поверхностного натяжения для отдельных металлов и сплавов приведены в табл. 2

§ 2. ЖИДКОТЕКУЧЕСТЬ

1. Понятие о жидкотекучести сплавов

Жидкотекучесть, т. е. способность металла в расплавленном состоянии заполнять литейную форму, зависит от температуры, вязкости, поверхностного натяжения, теплопроводности, теплоемкости сплава и т. п.

Для определения жидкотекучести применяют технологические пробы, заполнение которых производится по возможности в одинаковых условиях.

В литейном производстве применяется большое количество различных технологических проб для определения жидкотекучести металлов и сплавов. Применяемые технологические пробы можно разделить на две группы: 1) с постоянным сечением и 2) с переменным сечением.

Технологические пробы первой группы показаны на фиг. 3. Проба *а* заливается в сухую форму и используется для определения жидкотекучести стали и ряда цветных сплавов. Проба *б* заливается в металлическую форму и применяется для определения жидкотекучести стали.

Для определения жидкотекучести стали применяется также спиральная проба *в*. Спиральная проба *г* применяется для определения жидкотекучести чугуна и отдельных цветных сплавов.

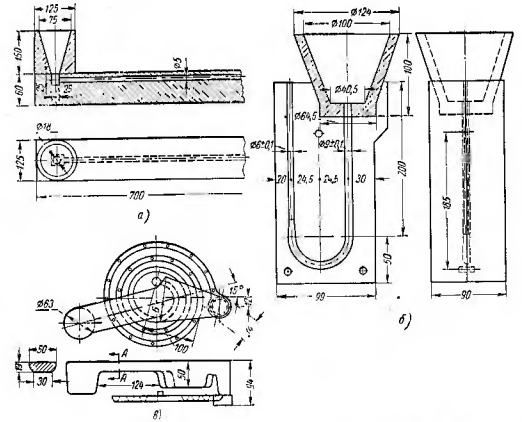
Для определения жидкотекучести ряда цветных сплавов применяются пробы с переменным сечением — шариковая *д*.

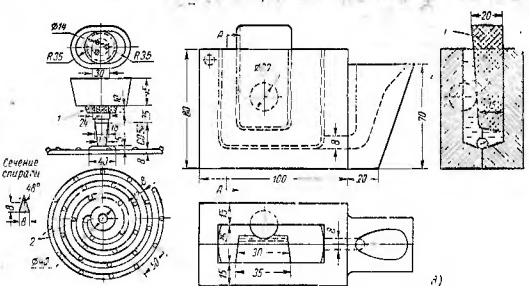
При заливке пробы *д* клин *1* касается шарика *2*, поэтому проба после затвердевания будет иметь отверстие. Диаметр отверстия в полученной пробе и характеризует жидкотекучесть сплава.

При заливке клиновой пробы измеряют степень заполнения клина. Более сложные технологические пробы применяются для контроля заполняемости сложных тонкостенных отливок; конструкция этих проб разрабатывается применительно к характеру отливаемых деталей.

Формы для заливки технологических проб изготовляются из различных материалов в зависимости от принятого технологического процесса литья. Обычно при выборе конструкции технологической пробы и технологии ее изготовления стараются приблизить условия заливки проб к условиям литья деталей.

Большое влияние на жидкотекучесть оказывает характер кристаллизации сплавов. Сплавы с большим температурным интервалом





Фиг. 3. Конструкции технологических проб для определения жидкотекучести металлов и сплавов:

а — прутковая; *б* — U-образная; *в* — спиральная для стали; *г* — спиральная; *д* — шариковая.

затвердевания прекращают течение, когда в чугуне имеется около 30% твердой фазы; течение стали прекращается при 20% твердой фазы. Для ряда цветных сплавов течение металла прекращается при 30—40% твердой фазы.

Технологические процессы литья разрабатываются с таким расчетом, чтобы литейная форма была заполнена до начала образования твердых кристаллов в жидкой фазе, однако это условие при заливке сложных тонкостенных деталей осуществить трудно, и практически кристаллизация таких деталей начинается еще в процессе заполнения формы.

2. Влияние различных факторов на заполняемость литейных форм

Для выбора сплавов, обладающих наибольшей жидкотекучестью, пользуются технологическими диаграммами, которые строят на основании экспериментальных данных.

Для ряда типовых технических сплавов построены технологические диаграммы, увязанные со структурными диаграммами состояния.

На фиг. 4 показана связь между диаграммой состояния сплавов магний — алюминий и жидкотекучестью.

На фиг. 5, *а* показана зависимость жидкотекучести стали от содержания углерода и температуры заливки; на фиг. 5, *б* — зависимость жидкотекучести от содержания кремния и на фиг. 5, *в* —от содержания марганца.

На степень жидкотекучести сплава влияют и другие факторы, например теплопроводность материалов, из которых изготовлена форма. На заполняемость песчаных форм влияют влажность формы, количество угля, состав краски и др. На фиг. 6 показано влияние влаги и добавок угля в формовочные смеси на заполняемость форм при отливке деталей из ковкого чугуна.

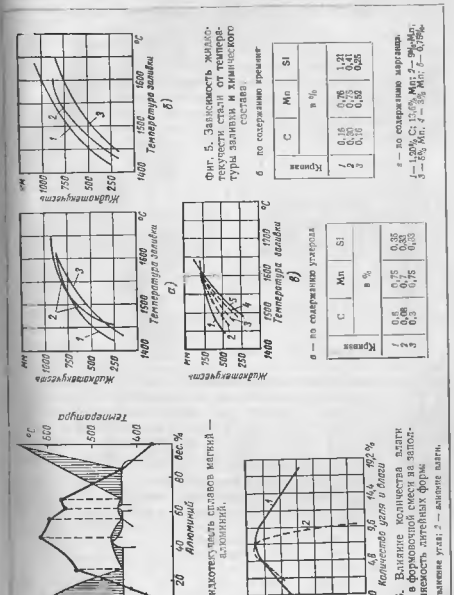
§ 3. ЛИКВАЦИЯ

1. Понятие о ликвации

В некоторых отливках после их затвердевания наблюдается неоднородность по химическому составу в отдельных зонах отливки или внутри отдельных зерен. Это явление называется ликвацией.

Основной причиной ликвации является то, что при затвердевании сплава твердая и жидкая фазы имеют различный состав в результате избирательного затвердевания.

Неравномерное распределение компонентов сплава по сечению отливок ухудшает их качество и часто служит причиной поломки деталей.



Фиг. 4. Жидкотекучесть сплавов магний — алюминий.

Фиг. 5. Зависимость жидкотекучести стали от температуры заливки и химического состава:

а — по содержанию углерода

Кривая	C	Mn	Si
	в %		
1	0,08	0,75	0,35
2	0,3	0,75	0,35

б — по содержанию кремния

Кривая	C	Mn	Si
	в %		
1	0,15	0,76	1,21
2	0,16	0,52	0,41
3	0,16	0,52	0,05

в — по содержанию марганца.

1 — 1,20% C; 1,2% Mn; 2 — 3% Mn; 3 — 6% Mn; 4 — 8% Mn; 5 — 0,7% Mn

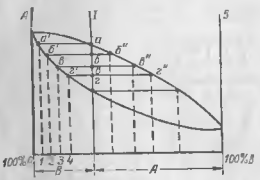
Фиг. 6. Влияние количества влаги и угля в формовочной смеси на заполняемость литейных форм:

1 — влажение угля; 2 — влажение влаги.

2. Внутрикристаллическая и зональная ликвации

Различают два вида ликвации: внутрикристаллическую и зональную. Зональная ликвация особенно развита в толстостенных массивных отливках, которые медленно охлаждаются в формах. Внутрикристаллическая ликвация характерна для фасонных отливок, изготовляемых из сплавов, образующих твердые растворы.

В практических условиях в большинстве случаев скорость затвердевания отливки превышает скорость диффузии, которая необходима для выравнивания химического состава. Последнее является основной причиной развития внутрикристаллической ликвации в отливках из сплавов, образующих твердые растворы. Поэтому чем быстрее охлаждается отливка из таких сплавов, тем больше будет развита внутрикристаллическая ликвация, и чем медленнее охлаждается отливка, тем более однородным получится состав кристаллита. На схеме фиг. 7 условно показан процесс затвердевания сплава, представляющего собой твердый раствор. В точке *а* должен образоваться твердый кристалл, в котором содержание компонента *А* должно соответствовать линии *1*. Но для того чтобы состав, соответствующий линии *1*, затвердел в точке *а*, нужно иметь переохлаждение до точки *б*, так как затвердевание начинается с этой точки, в которой состав первых кристаллов содержит количество компонента *А*, соответствующее линии *2*.



Фиг. 7. Схема дендритной ликвации.

Соответственно этому изменяется состав жидкой фазы: вместо состава *а* будет состав *б''*, т. е. произойдет обогащение жидкой фазы компонентом *В*. При понижении температуры эти процессы протекают непрерывно в зависимости от времени. Чем быстрее будет происходить затвердевание, тем большими будут переходы от *а* к *б* и от *б* к *в* и т. д. и тем больше будет внутрикристаллическая ликвация. При медленном охлаждении эти переходы будут малы и внутрикристаллическая ликвация будет иметь незначительное развитие.

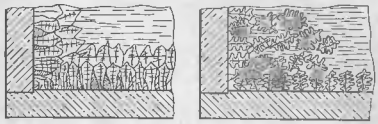
Из приведенной схемы (фиг. 7) видно, что равномерный состав отливки будет зависеть от скорости роста и образования кристаллитов в жидком сплаве в период затвердевания.

Внутрикристаллическую ликвацию в отливках из сплавов типа твердых растворов можно уменьшить путем термической обработки.

Отливки в этом случае подвергаются отжигу при возможно более высокой температуре и длительной выдержке.

Зональная ликвация при больших скоростях охлаждения отливок получает весьма малое развитие. Поэтому в тонкостенных отливках, которые быстро охлаждаются, она слабо развита. Зональная ликвация в отливках обнаруживается как в поперечном, так и в продольном направлении, в зависимости от расположения отливки в форме.

Зональная ликвация в большой степени зависит от характера затвердевания сплава. При затвердевании отливки по схеме *а* (фиг. 8) вначале затвердевает более тугоплавкая фаза. При затвердевании следующих слоев состав сплава будет изменяться вследствие увеличения в нем компонентов, понижающих температуру плавления жидкой фазы. Это приводит к тому, что внутренняя часть стенки будет иметь большее количество примесей, чем наружная. Такой процесс образования неравномерного распределения компонентов называют прямой ликвацией.



Фиг. 8. Схема затвердевания сплава:
а — сплошным фронтом; *б* — по всему объему сплава.

Создавая в отливках направленное затвердевание, можно управлять прямой зональной ликвацией. Так, например, наиболее нежелательная часть сплава может быть отведена в прибыльную часть или в ту часть отливки, где она не будет оказывать существенного влияния на эксплуатационные качества литой детали.

Для сплавов, затвердевающих по схеме *б* (фиг. 8), характерно то, что здесь нет сплошного фронта кристаллизации. Кристаллы более тугоплавкой фазы могут образовываться по всей толщине отливки.

При недостаточно охлажденном поверхностном слое ликват может выжиматься на поверхность отливки.

Все это приводит к обогащению поверхности отливки легкоплавкими компонентами. Такой процесс образования химической неоднородности с расположением легкоплавких компонентов у поверхности называют в практике обратной зональной ликвацией.

Обратная зональная ликвация характерна для сплавов с компонентами, имеющими большую разницу в температурах плавления, и для сплавов с большим температурным интервалом затвердевания.

При затрудненной линейной усадке в скелете из твердых кристаллов могут образовываться трещины, которые заполняются ликватом. Заполнение образующихся трещин ликватом происходит за счет давления или за счет разрежения, которые создаются в момент затвердевания отливок.

Точно такое же явление может наблюдаться и в отливке с газовыми раковинами. Так, например, если давление газа в раковине меньше, чем давление жидкого ликвата, последний может заполнять полости раковин. Все это приведет к местной зональной ликвации в отдельных участках отливки.

В стальных отливках ликваты, загрязненные неметаллическими включениями, поднимаются вверх. В магниевых отливках ликваты и загрязнения могут опускаться вниз.

Зональная ликвация по удельному весу может происходить по двум основным причинам: в связи с расслоением жидкого сплава по удельному весу, которое происходит при недостаточном перемешивании сплава при плавке и заливке, или при выпадении из жидкого сплава легких и тяжелых кристаллизующихся фаз. Характерным примером зональной ликвации по удельному весу может служить высокосвинцовая бронза и свинцовосурьмянистые баббиты, при медленном охлаждении которых свинец опускается вниз.

Основные способы устранения ликвации по удельному весу — это хорошее перемешивание сплава и быстрое его охлаждение в форме. Ликвация в отливках — крайне нежелательное явление, так как она снижает качество отливок.

3. Методы борьбы с явлением ликвации

Методы борьбы с явлениями ликвации в отливках применяются в зависимости от характера ожидаемой ликвации — внутрикристаллической или зональной.

При литье деталей, склонных к внутрикристаллической ликвации, отливки необходимо быстро охлаждать в период затвердевания. После затвердевания эти отливки необходимо медленно охлаждать, чтобы за счет диффузии при высоких температурах и медленном охлаждении произошло выравнивание состава сплава.

Основные методы устранения зональной ликвации в литых деталях сводятся к следующему.

В сплавы, содержащие ликвирующие компоненты, необходимо вводить дополнительные элементы, которые будут уменьшать ликвацию. Толщина стенок фасонной отливки должна быть равномерной. При значительной разнице в толщине стенок трудно достигнуть равномерного затвердевания отливки, и поэтому ликваты концентрируются в утолщенных ее частях.

Так как зональная ликвация является следствием перемещения между ветвями дендритов маточного раствора, обогащенного легкоплавкими компонентами, толстостенные отливки необходимо конструировать с учетом направленного затвердевания. При направленном затвердевании маточный раствор перемещается в сторону прибыльной части отливки.

Материал формы может оказаться решающим фактором, устраняющим зональную ликвацию. Для уменьшения зональной ликвации применяют материалы для формы с большей теплопроводностью, специальные формовочные смеси (из хромистой руды, песчаные смеси с добавкой металлических опилок); кроме того, в песчаную форму устанавливают в утолщенных местах металлические холодильники или применяют полностью металлические формы. В отдельных случаях применяют металлические формы, охлаждаемые водой. Применяя различные материалы, можно регулировать скорость охлаждения сплава в процессе его затвердевания. В этом отношении большое влияние на регулирование скорости охлаждения оказывают теплоизоляционные краски.

Литниковая система, ее размеры и конструкция оказывают значительное влияние на устранение зональной ликвации. Применяя рассредоточенную литниковую систему и подбирая соответствующую скорость заполнения формы, можно выравнять скорость затвердевания отливки и устранить зональную ликвацию.

Температура заливки — один из наиболее важных факторов, при помощи которого можно устранить зональную ликвацию. Сплавы, склонные к зональной ликвации, необходимо заливать при более низких температурах.

Устранение зональной ликвации для отдельных литейных сплавов представляет большие трудности и требует от технолога большого внимания при разработке технологического процесса литья.

§ 4. ГАЗЫ

1. Растворимость газов в сплавах

При изготовлении литых деталей насыщение металла газами может происходить в процессе плавки при применении влажных шихтовых материалов, за счет атмосферы печи, в которой плавятся металлы и вследствие протекания реакций между металлом и шлаком. Значительное газонасыщение металлов происходит за счет газов, выделяющихся во время заливки из материалов литейной формы.

На фиг. 9 дана типичная кривая растворимости газов в металле. При нагревании металла на участке *г — в* происходит незначительное поглощение газов. Усиленное поглощение газов начинается в то время, когда металл нагревается до температуры плавления на участке *в — б*. После расплавления растворимость газов увеличи-

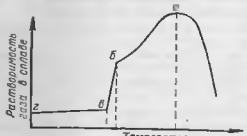
Ростовская на Дону государственная научная библиотека им. К. Маркса

вается вплоть до начала кипения металла (точка a). Когда металл начинает кипеть, выделяющиеся пары предохраняют его от насыщения газами, и растворимость газов в металле резко снижается.

Практически температура сплавов для литья фасонных деталей находится между точками $в$ и $а$.

Практика подтверждает, что в сплавах, содержащих компоненты, кипящие при сравнительно невысоких температурах, поглощение газов незначительно (медноцинковые сплавы).

При охлаждении сплава газы выделяются не постепенно, а почти скачкообразно. Основная масса газов выделяется в период затвердевания сплава, что затрудняет получение отливок без газовых раковин. Дело в том, что залитые отливки затвердевают не сразу по всему сечению, а постепенно, от наружной поверхности к середине. Поэтому газы не успевают выделиться, остаются в металле, под затвердевшей коркой, и образуют газовые раковины.



Фиг. 9. Растворимость газов в металле.

Газы в металлах и сплавах находятся в виде жидких и твердых растворов, в виде химических соединений и в свободном виде.

Газовые раковины образуются за счет пузырьков выделившегося свободного газа. Газ из металла выделяется на поверхности неметаллических включений, на стенках ложа печи и на стенках формы. Но для того чтобы выделившийся пузырек газа приобрел способность перемещаться в жидком металле, он должен иметь определенные размеры.

В литейных сплавах могут находиться следующие газы: H_2; N_2; O_2; CO; CO_2; CH_4.

Присутствие водорода в металлах приводит к образованию не только газовых раковин, но и трещин.

Анализ газов, находящихся в твердых металлах, показывает, что водород составляет 80—90% всего объема газа.

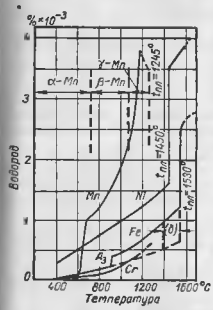
Растворимость водорода в металлах показана на фиг. 10, 12 и 13, а водорода и азота — на фиг. 11, причем с повышением температуры растворимость водорода увеличивается.

Объясняется это тем, что растворимость газов в большинстве случаев является процессом эндотермическим.

Количество растворенного в металле газа m пропорционально корню квадратному из давления p.

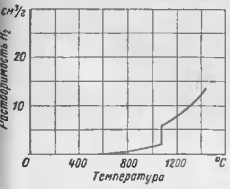
$$m = k\sqrt{p},$$

где k — константа, зависящая от природы вещества и температуры.

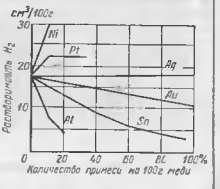


Фиг. 10. Растворимость водорода в железе, марганце, хроме и никеле.

Фиг. 11. Растворимость водорода и азота в чугуне



Фиг. 12. Растворимость водорода в меди в зависимости от температуры нагрева.



Фиг. 13. Растворимость водорода в медных сплавах в зависимости от содержания примесей.

Диаметр пузырька газа в момент отрыва его от поверхности, на которой он образовался, можно определить по формуле

$$d_0 = 0{,}026\,\theta\sqrt{\frac{\sigma}{\rho' - \rho''\mu}},$$

где d_0 — диаметр пузырьков газа в момент их отрыва от поверхности в *мм*;

θ — краевой угол смачиваемости;

ρ' — удельный вес жидкости в $кг/м^3$;

ρ'' — удельный вес газа в $кг/м^3$;

σ — коэффициент поверхностного натяжения жидкости в *кгм*.

Рост пузырьков газа происходит после отрыва их от поверхности за счет диффузии газов, находящихся в сплаве.

С понижением температуры вязкость металла повышается, а объем газового пузырька уменьшается. Все это приводит к тому, что скорость всплывания газов уменьшается. В связи с этим многие специалисты считают, что более высокая температура заливки будет способствовать удалению из отливки газов.

Одновременно с понижением температуры жидкого металла в форме понижается растворимость газов, следовательно, увеличивается количество газовых пузырей. При прочих равных условиях сплавы эвтектического состава, обладающие большей жидкотекучестью, менее склонны к образованию в отливках газовых раковин.

2. Механизм образования газовых раковин

Газовая раковина образуется в отливках в том случае, когда газовые пузырьки не успели всплыть на поверхность. Механизм образования газовых пузырей в металле был исследован Д. К. Черновым. Д. К. Чернов показал, что, независимо от происхождения газа, газовые пузырьки могут образовываться, если общее давление всех выделяющихся из сплава газов будет больше суммы внешних давлений:

$$\sum p_{газ} > \sum p_{вн.\,д},$$

где $\sum p$ - общее давление всех газов в металле, равное сумме парциальных давлений отдельных газов,

$$\sum p_{газ} = p_{H_2} + p_{N_2} + p_{CO} + p_{CO_2} + \ldots$$

$\sum p_{вн.д.}$ — сумма внешних давлений;

$$\sum p_{вн.\,д} = p_{атм} + \gamma H + \frac{2\sigma}{r},$$

где H — высота столба жидкого металла;

γ — удельный вес жидкого металла;

σ — поверхностное натяжение металла;

r — радиус образующегося газового пузырька.

Повышение статического давления установкой выпоров и прибылей уменьшает выделение газов из металла.

На форму газовых раковин и на их количество большое влияние оказывает скорость затвердевания отливки. При быстром охлаждении отливки газы не успевают выделиться из металла и образовать пузырьки. При медленном охлаждении имеется больше возможностей для образования газовых раковин в том случае, если газовые пузырьки не успеют всплыть на поверхность. Это происходит тогда, когда скорость роста фронта кристаллов больше скорости всплывания пузырьков.

Изготовление деталей по принципу направленной кристаллизации дает возможность при подборе соответствующей скорости кристаллизации получать отливки без газовых раковин, так как в этом случае выделяющиеся газы вытесняются кристаллизующимся металлом в жидкую часть металла.

Регулируя внешнее давление и скорость затвердевания, можно влиять на выделение газов в металле.

3. Методы борьбы с газовыми раковинами

К предупредительным мерам, способствующим уменьшению содержания газов в металлах и сплавах, относятся следующие: минимальный перегрев, минимальная продолжительность плавки, защита металла и сплава флюсами, создание защитной атмосферы из нейтральных газов, не растворяющихся в металле, плавка в вакууме и т. п.

К методам дегазации сплава относятся: выдержка сплава перед заливкой и продувка сплава нерастворяющимися газами с меньшим парциальным давлением, чем парциальное давление газов, находящихся в сплаве.

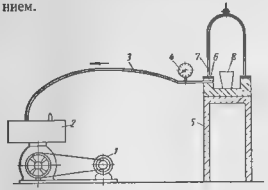
К мерам, задерживающим выделение газов из раствора, относятся: создание большой скорости охлаждения и кристаллизация отливок под внешним давлением.

Содержание газов в металле определяется с помощью различных технологических проб. Наибольшее распространение нашли вакуумные пробы. Прибор для взятия вакуумной пробы показан на фиг. 14. Под колпак 7 устанавливают тигель с металлом 8, создают разрежение от 1 до 300 *мм* рт. ст. и выдерживают пробу 40—60 сек. (Режим разрежения и время выдержки устанавливаются для каждого металла и сплава опытным путем).

Оценка проб производится путем сравнения их с эталоном. Проба разрезается в вертикальном направлении; одна половинка идет для сравнения с эталоном, а другая — для изготовления микрошлифа.

Характер эталонных проб в виде схем для алюминиевых сплавов показан на фиг. 15.

Предварительный контроль сплавов на газонасыщенность дает возможность вовремя исправить металл, применив метод дегазации или произведя заливку сплава методом кристаллизации под давлением.



Фиг. 14. Прибор для вакуумной пробы на газосодержание:

1 — мотор; *2* — вакуумный насос; *3*— шланг; *4* - вакуумметр; *5* — подставка; *6* — резиновые полвлаки; *7* — стеклянный колпак; *8* — тигель с контролируемым металлом или сплавом.

Фиг. 15. Схема эталонных проб для сравнительного определения газонасыщенности сплава.

§ 5. УСАДКА СПЛАВОВ

1. Понятие об усадке сплавов

Одним из основных литейных свойст сплавов является усадка, происходящая в жидком состоянии, при кристаллизации и в твердом состоянии и проявляющаяся в виде уменьшения объема и линейных размеров отливки.

Известно, что при нагревании тела расширяются, а при охлаждении сжимаются — дают усадку. Относительное уменьшение линейных и объемных размеров отливки по сравнению с размерами модели, по которой она была заформована, называют литейной усадкой.

Величина литейной усадки зависит от многих факторов: химического состава сплава, коэффициента термического расширения, величины и характера объемных изменений при фазовых превращениях. Большое влияние на величину литейной усадки оказывают конструктивные и технологические факторы: конструкция отливки, плотность набивки формы, жесткость стержней, степень перегрева сплава, условия заливки и конструкция литниковой системы, состояние формы во время заливки и затвердевания и др.

Из приведенного перечня факторов, влияющих на литейную усадку, видно, что определение точных размеров модели с учетом усадки представляет значительные трудности, и сразу не всегда удается установить точные размеры.

С усадкой сплавов связано образование в отливках ряда литейных пороков: усадочных раковин и усадочной пористости, трещин, коробления отливок, внутренних напряжений, искажения размеров отливки.

2. Объемная и линейная усадка

Объемным коэффициентом усадки α_v или линейным α_m называют сжатие отливки при охлаждении металла. Так как коэффициенты усадки и расширения изменяются в зависимости от температуры, то принято брать средние коэффициенты α_v и α_m в зависимости от интервала температур, в котором определяется усадка. Так, например, при определении полной объемной усадки ε_v интервал температур берут от $t_{ж}$ до $t_{20°}$.

Для изучения усадки, происходящей в сплаве при охлаждении его от температуры жидкого состояния до комнатной температуры, общую усадку рассматривают в трех стадиях.

Объемная усадка в период охлаждения жидкого сплава от температуры перегрева $t_{ж}$ до температуры ликвидуса $t_л$ определяется формулой

$$\varepsilon_{v_{ж}} = \alpha_{v_{ж}} (t_{ж} - t_л).$$

Объемная усадка в период затвердевания металла или сплава от температур $t_л$ до температуры t_c определяется формулой

$$\varepsilon_{v_з} = \alpha_{v_з} (t_л - t_c).$$

Объемная усадка после затвердевания сплава от температур t_c до температуры окружающей среды $t_н$ определяется формулой

$$\varepsilon_{v_m} = \alpha_{v_m} (t_c - t_н).$$

Таким образом, полная объемная усадка сплава будет равна

$$\varepsilon_{v_n} = \varepsilon_{v_{ж}} + \varepsilon_{v_з} + \varepsilon_{v_m}.$$

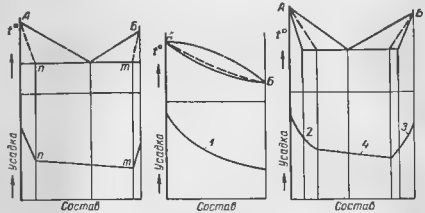
Линейная усадка в общем случае рассматривается в следующих стадиях: предусадочное расширение, доперлитная усадка, расширение при перлитном превращении и послеперлитная усадка.

Трудности определения линейной усадки состоят в том, что она начинается не после полного затвердевания, а в периоде затвердевания, когда образуется скелет из растущих кристаллов. Таким образом, линейная усадка начинается с некоторого момента между началом и концом кристаллизации, т. е. в интервале температур ликвидус — солидус.

Количество твердой и жидкой фаз, при которых начинается линейная усадка, зависит от характера сплава и может быть определено экспериментально.

Линейная усадка определяется в интервале температур от t_s до комнатной температуры $t_н$:

$$\varepsilon_л = \alpha (t_s - t_н).$$



Фиг. 16. Схема влияния состава сплава на линейную усадку:

а — для сплавов эвтектического состава; *б* — для сплавов типа твердых растворов; *в* — для сплавов с ограниченной растворимостью.

В практике литейного производства величины усадки ε_V и $\varepsilon_л$ принимают как относительные, выражающие в процентах соответствующее изменение объема V или длины l.

Таблица 3

Сплав	Допечатная усадка в %	Последователь-ная усадка в %	Общая усадка в %
Белый чугун	0,7—1	0,9—1,0	1,6—2,0
Серый чугун	0,0—0,3	0,9 1,0	0,9—1,3
Углеродистая мягкая сталь	0,8 -1,3	1,0 1,2	2,0—2,3

$$\varepsilon_V = \frac{V_ф - V_{отл}}{V_{отл}} \cdot 100\%$$

и

$$\varepsilon_л = \frac{l_ф - l_{отл}}{l_{отл}} \cdot 100\%.$$

Естественно, что эти величины относительной усадки отличаются от истинной усадки металла, так как в них учитываются не только физические свойства металла, но и конструкция отливки и метод ее изготовления.

Средние величины линейной усадки для чугуна и углеродистой стали приведены в табл. 3.

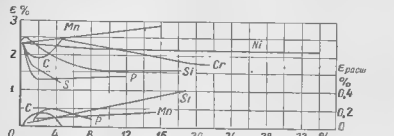
Из диаграммы состояния для различных типов сплавов (фиг. 16) видно, как изменяется линейная усадка в зависимости от состава сплава. Для эвтектических сплавов (фиг. 16, *а*) по мере увеличения

концентрации компонента *А* или *Б* усадка резко уменьшается до величины *n* и *m*.

Для твердых растворов (фиг. 16, *б*) величина усадки постепенно меньшается по кривой *1* в сторону легкоплавкого компонента *Б*.

Для сплавов с ограниченной растворимостью компонентов *А* и *Б* (фиг. 16, *в*) усадка изменяется по кривой — в сплавах с однофазной структурой (участки *2*, *3*) и по прямой *4* — в областях с преобладающей эвтектикой.

Приведенные диаграммы позволяют определить величину усадки правильно оценить многие важные явления, происходящие при



Фиг. 17. Влияние отдельных элементов в двойных железоуглеродистых сплавах на линейную усадку.

затвердевании металлов и сплавов. На фиг. 17 показано влияние отдельных элементов в двойных железоуглеродистых сплавах на линейную усадку.

3. Усадочные раковины и меры борьбы с ними

Усадочными раковинами называют пустоты в отливках, образующиеся в результате изменения объема металла в жидком состоянии и при затвердевании.

Усадочные раковины могут быть концентрированные, расположенные в виде пустот или рассеянные по всему сечению отливки в виде мелких и мельчайших пор, неразличимых невооруженным глазом (усадочная пористость).

Так как усадочные раковины образуются в отливке в период охлаждения сплава от температуры $t_ж$ до температуры t_c, то главное внимание при борьбе с усадочными раковинами обращается на объемную усадку $\varepsilon_ж$ и $\varepsilon_{V_л}$, т. е. в период охлаждения металла от температуры перегрева до температуры ликвидус и от температуры ликвидус до температуры солидус.

Характер усадочных явлений, происходящих в отливке, в большой степени зависит от температурного интервала, в котором происходит затвердевание отливки.

Сплавы с большим температурным интервалом затвердевания дают обычно рассеянную усадочную пористость. Объясняется это тем, что кристаллизация этих сплавов может идти не сплошным фронтом, а во всем объеме металла (см. фиг. 8, *б*), в результате чего пропитыванию образующихся пор жидким металлом становится затруднительным. Устанавливать прибыли для таких сплавов бесполезно — они не могут питать отливку.

Для получения плотных отливок из таких сплавов необходимо быстро охлаждать отливки, чтобы затвердевание шло сплошным фронтом, по принципу направленного затвердевания, или применять кристаллизацию под внешним давлением в специальных автоклавах по методу А. А. Бочвара и А. Г. Спасского.

При применении этого метода в специальную камеру (автоклав) закатывают на тележке форму, закрывают дверку и через люк в литниковые чаши заливают металл, затем люк быстро закрывают, создают давление воздуха 6—7 *ат* и выдерживают форму в автоклавах до полного затвердевания отливки. Благодаря внешнему давлению жидкий металл проникает в усадочные микропоры, и отливка получается плотной.

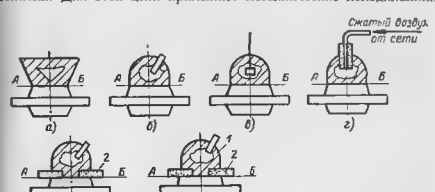
При затвердевании чистых металлов и эвтектических сплавов кристаллизация отливок идет сплошным фронтом, поэтому затвердевающие слои все время питаются за счет жидкого металла, и усадочная раковина и рыхлоты будут концентрироваться в наиболее массивных частях отливки. Избежать концентрированных раковин в отливках можно путем установки прибылей — резервуаров жидкого металла, из которых непрерывно компенсируется усадка затвердевающей отливки. Прибыли должны устанавливаться таких размеров и в таких местах отливки, чтобы они затвердевали в последнюю очередь.

В целях экономии жидкого металла вместо прямых открытых прибылей (фиг. 18, *а*) устанавливают закрытые прибыли с атмосферным давлением (фиг. 18, *б*) или со сверхатмосферным газовым давлением (фиг. 18, *в*), прибыли с регулируемым воздушным давлением (фиг. 18, *г*).

Для облегчения удаления прибылей разработаны конструкции легкоудаляемых прибылей (фиг. 18, *д*), которые отделены от отливки диафрагмой *2* — пластинкой из огнеупорного материала. Такие прибыли легко отбиваются от отливки.

Форма прибыли должна быть такой, чтобы металл возможно дольше оставался в ней жидким. Так, например, если взять разные фигуры равного объема (1845 $см^3$) и определить время их полного затвердевания, то получим следующие результаты: шар затвердевает в течение 7,2 мин., цилиндр 4,7 мин., параллелепипед 3,6 мин., плитка с толщиной стенки 57 *мм* — 2,7 мин. и плита с толщиной стенки 35,5 *мм* — 1,5 мин. Таким образом, наивыгоднейшая форма прибыли — шар. Поэтому на практике широко применяются прибыли сферической формы.

Кроме установки прибылей, можно избежать концентрирования раковин путем регулирования скорости охлаждения отдельных узлов отливки. Для этой цели применяют металлические холодильники,



Фиг. 18. Конструкции различных прибылей.

формовочные смеси разной теплопроводности и теплоизоляционные краски.

В отдельных случаях для устранения усадочных раковин сочетают комбинированное применение прибыли *1*, диафрагмы *2* и холодильников *3* (фиг. 18, *е*).

Таблица 4

Содержание углерода в %	Объемная усадка при затвердевании $\nu_{V_в}$ в %	Полная объемная усадка ν_V в %
0,10	2,0	10,5
0,35	3,0	11,0
0,45	4,3	11,6
0,70	5,3	12,1
1,0		14,0

Перегрев металла выше линии ликвидуса увеличивает объемную усадку жидкого металла. Поэтому сплавы, склонные к образованию усадочных раковин, необходимо заливать при более низких температурах.

Скорость заливки формы также оказывает влияние на величину объемной усадки жидкого металла.

При медленной заливке создаются более благоприятные условия для питания отливки, так как сплав начинает кристаллизоваться в то время, когда еще продолжается заливка формы.

Необходимо также учитывать величину коэффициента усадки жидкого металла $\alpha_{V_ж}$: чем больше эта величина, тем больше будет уменьшаться объем жидкого металла.

Коэффициент объемной усадки жидкой углеродистой стали принимают равным от $0{,}4 \cdot 10^{-2}$ до $1{,}6 \cdot 10^{-2}$% на 1°. В среднем для жидкой углеродистой стали его принимают равным $1{,}0 \cdot 10^{-2}$% на 1°. При этом каждый градус повышает коэффициент $\alpha_{V_ж}$ на 20%.

Влияние различных элементов на удельный объем стали при 1600° и при 20° показано на фиг. 19.

Углерод и кремний сильно повышают удельный объем жидкой стали; марганец, хром, никель мало влияют на удельный объем стали.

Влияние углерода на величину объемной усадки в период затвердевания и на полную объемную усадку приведено в табл. 4

Влияние химического состава чугуна на объем усадочных раковин в отливках при различной температуре заливки показано на фиг. 20.

Для цветных алюминиевых сплавов построен ряд технологических диаграмм, которые дают представление о величине и характере усадочных раковин и усадочной пористости. На фиг. 21 показано, что чистые компоненты *А* и *Б* и эвтектические сплавы дают концентрированную усадочную раковину. Промежуточные сплавы с большим температурным интервалом затвердевания дают рассеянную пористость.

Чисто эвтектические сплавы применяются редко, так как такие сплавы во многих случаях обладают хрупкостью и не удовлетворяют предъявляемым к ним требованиям по механическим свойствам.

При графитизации чугуна происходит увеличение объема, которое способствует уменьшению объема усадочных раковин в отливках.

§ 6. ВНУТРЕННИЕ НАПРЯЖЕНИЯ

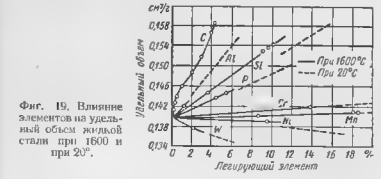
1. Понятие о внутренних напряжениях

Охлаждение отливок в литейных формах приводит к возникновению в отливках внутренних напряжений. При этом напряжения возникают не только в связанных между собой частях отливки, но и в каждой стенке отливки, вследствие того что охлаждение по сечению идет неравномерно: наружная часть стенки охлаждается быстрее, чем внутренняя.

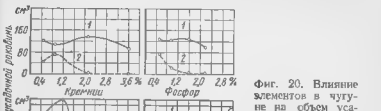
Процесс возникновения внутренних напряжений можно проследить при охлаждении отливки, показанной на фиг. 22, *а*.

Начальная длина брусков l_1 при охлаждении будет изменяться, и если бы бруски были не связаны между собой, они охладились бы и приняли каждый свой размер: для бруска *1* $l_1 - \alpha_1 (t_1 - t_0)$; для бруска *2* $l_1 - \alpha_2 (t_1 - t_0)$.

Но так как бруски связаны между собой, то изменение длины каждого бруска будет происходить по более сложному закону. Скорость охлаждения брусков условно показана на фиг. 22, *б*. Линия *1* соответствует скорости охлаждения толстого бруска, линия *2* — охлаждению тонкого бруска. При охлаждении бруски проходят через зону пластических и зону упругих деформаций.

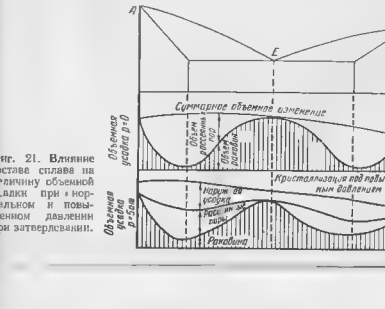


Фиг. 19. Влияние элементов на удельный объем жидкой стали при 1600 и при 20°.



Фиг. 20. Влияние элементов в чугуне на объем усадочной раковины при высокой и низкой температуре заливки:

1 — при высокой;
2 — при низкой



Фиг. 21. Влияние состава сплава на величину объемной усадки при нормальном и повышенном давлении при затвердевании.

Как видно из фиг. 22, *б*, скорость охлаждения тонкого бруска *2* значительно превышает скорость охлаждения толстого бруска *1*. В области *I*, независимо от того, с какой скоростью охлаждаются бруски, напряжения в них будут незначительными, так как они оба находятся в зоне пластических деформаций; возникающие напряжения частично погашаются за счет пластических свойств металла.

Фиг. 22. Схема возникновения внутренних напряжений в отливках при охлаждении
а — эскиз брусков; *б* — скорость охлаждения; *в* — величина деформации.

При достижении критического температурного интервала $t_{кр}$, который является границей между зонами пластических и упругих деформаций, тонкий брусок *2* перешел в зону упругих деформаций, а толстый брусок *1* находится еще в зоне пластических деформаций. Возникающие упругие деформации в бруске *2* частично компенсируются за счет пластических деформаций, которые претерпевает брусок *1*.

При дальнейшем охлаждении, когда и толстый брусок будет находиться в зоне упругих деформаций, в брусках будут возникать внутренние напряжения.

В области *III* брусок *2* охлаждается быстрее, чем брусок *1*; поэтому тонкий брусок будет упруго сжиматься, а толстый — упруго растягиваться. При полном охлаждении брусков длина их становится одинаковой l_0.

Изменение усадки брусков при охлаждении можно проследить на графике (фиг. 22, *в*).

Связанные бруски при охлаждении в различных областях (*I*, *II*, *III*) дают различную усадку, так как каждый брусок в этих областях находится в разных температурных условиях. На границе областей *I* и *II* брусок *1* имеет длину $l_0 + aa'$, а брусок *2* имеет длину $l_0 + aa''$, но в результате пластических деформаций они принимают общую длину, равную $l_0 + aa'''$. При этом средняя величина $l_0 + aa'''$ будет зависеть от массы брусков.

При переходе границы областей *II* и *III* длина брусков определяется величинами: для бруска *1* $l_0 + cc'$; для бруска *2* $l_0 + cc''$.

В результате упругих деформаций в этой зоне связанные бруски принимают среднюю длину, равную $l_0 + cc'''$.

Таким образом, рассматривая величины усадки двух связанных брусков в разные периоды времени, когда они охлаждаются, можно построить среднюю величину усадки связанных брусков. Если на границе областей *II* и *III* бруски разъединить, они охлаждались бы отдельно, и каждый из них от точки c''' пришел бы в точки d', d'', и у каждого из них была бы различная окончательная длина: $l_0 - d''d'''$ — для бруска *2* и $l_0 + d'd'''$ — для бруска *1*.

Но нами принято, что связанные бруски принимают общую длину и приходят в общую точку d''', поэтому внутренние напряжения взаимно компенсируются тем, что тонкий брусок *2* сжат на величину $d''d'''$, а брусок *1* растянут на величину $d'd'''$.

Напряжения, возникающие в брусках, можно подсчитать, принимая, что силы растягивающие

$$p_1 = \sigma_1 f_1$$

и силы сжимающие

$$p_2 = \sigma_2 f_2,$$

где p_1 — сила, растягивающая брусок *1*;
p_2 — сила, сжимающая брусок *2*;
f_1 — площадь сечения бруска *1*;
f_2 — площадь сечения бруска *2*;
σ_1 — положительные растягивающие напряжения для бруска *1*;
σ_2 — отрицательные сжимающие напряжения бруска *2*.

Для связанных между собой брусков силы p_1 и p_2 в точке d''' фиг. 22, *в*) уравновешиваются, и сумма всех сил равна нулю

$$\sum p = 0.$$

Отсюда

$$\sigma_1 f_1 - \sigma_2 f_2 = 0$$

или

$$\frac{\sigma_1}{c_2} = \frac{f_2}{f_1},$$

т. е. отношение растягивающих напряжений к сжимающим обратно пропорционально сечениям брусков.

Если обозначить температуру бруска *1* в момент перехода в зону упругих деформаций через T_1, а температуру бруска *2* через t_1 и принять модуль упругости *E* одинаковым для растяжения и сжатия, можно определить величины σ_1 и σ_2;

$$\sigma_1 = E\frac{f_2}{f_1 + f_2}\alpha(T_1 - t_1);$$

$$\sigma_2 = -E\frac{f_2}{f_1 + f_2}\alpha(T_1 - t_1).$$

Для расчета напряжений необходимо иметь кривую изменения температур при охлаждении брусков.

Если возникающие внутренние напряжения превосходят предел текучести данного материала, то литая деталь подвергается короблению; если внутренние напряжения превосходят предел прочности данного материала, в отливках получаются трещины; если возникающие напряжения не достигнут предела пропорциональности, то после охлаждения в отливке напряжений не будет.

Внутренние напряжения, возникающие в отливке, зависят от состава металла, его теплопроводности, модуля упругости, коэффициента термического расширения, скорости охлаждения отливки и от разности температур в момент перехода из зоны пластических в зону упругих деформаций.

2. Способы определения внутренних напряжений

Во многих случаях для практических целей необходимо определить величину возникающих напряжений в отливке. Определение внутренних напряжений можно производить на специальных технологических пробах, которые отливают отдельно от детали, или на пробах, прилитых к деталям, или на образцах, которые вырезаются непосредственно из деталей.

Способов определения внутренних напряжений в практике имеется много и зависят они от характера определяемых напряжений.

Напряжения в отливке, вызванные неоднородностью силового температурного или материального поля и уравновешивающиеся в пределах данной отливки или отдельных ее областей, называют напряжением первого рода. Напряжения, возникающие и уравновешивающиеся в пределах отдельных зерен кристалла, называют напряжениями второго рода.

Методы определения напряжений первого рода основаны на том, что они обнаруживаются в отливках по деформации, по изменению параметров кристаллической решетки или по изменению физических свойств материала.

Рентгеновский метод определения внутренних напряжений основан на измерении межатомных расстояний, которые изменяются под действием этих напряжений. Изменение межатомных расстояний вызывает соответствующее смещение линий на рентгенограммах; по величине этого смещения можно судить о напряжениях в отливке.

Напряжения в случае одностороннего растяжения при относительном сужении межплоскостного расстояния $\frac{\Delta d}{d}$ можно определить по формуле

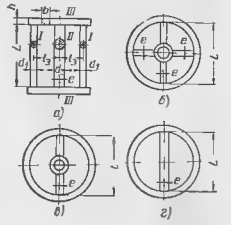
$$\sigma = -\frac{1}{\mu} E \frac{\Delta d}{d},$$

где σ — величина напряжений;
μ — коэффициент Пуассона;

E — модуль упругости;
$\frac{\Delta d}{d}$ — относительное изменение межплоскостного расстояния для атомных плоскостей.

Механические методы определения внутренних напряжений основаны на том, что при разрезке или механической обработке отливка под действием внутренних напряжений претерпевает деформацию. Величину деформации измеряют и затем путем расчета определяют величину напряжений.

Этот метод определения напряжений с успехом применяют как на отдельных литых пробах, так и на образцах, вырезанных непосредственно из отливки.



Фиг. 23. Технологические пробы для определения термических напряжений в отливках.

На фиг. 23 показаны технологические литые пробы для определения внутренних напряжений. При остывании проба испытывает затрудненную усадку, вследствие чего в ней возникают напряжения. В определенных местах пробы после ее охлаждения делаются керном углубления, расстояния между которыми измеряются, и проба разрезается на части между углублениями. Разрезкой пробы снимаются внутренние напряжения, вследствие чего расстояние между углублениями изменяется: если до разрезки оно равнялось e, а после разрезки равно e_1, то напряжения будут равны:

$$\sigma = \frac{e_1 - e}{l} E,$$

где $e_1 - e$ — абсолютная величина деформации;
l — длина бруска;
E — модуль упругости материала.

Другие механические методы основаны на вырезке колец из дискового образца, который отрезается от болванки или от трубной отливки. Образец вырезается длиной, равной $^1/_6$ диаметра; при такой длине осевые напряжения σ_z снимаются, остаются только тангенциальные σ_t и радиальные σ_r напряжения.

Дисковый или трубный образец шлифуют, размечают и на каждом кольце до вырезки проводят риску среднего диаметра, которую до вырезки колец измеряют в трех точках под углом 120°. После этого вырезают кольца, вновь измеряют средний диаметр и определяют

абсолютное изменение диаметра ΔD. Величину тангенциальных напряжений определяют по формуле

$$\sigma_\theta = -E\frac{\Delta D}{D},$$

где σ_θ — тангенциальные напряжения;

$\frac{\Delta D}{D}$ — среднее относительное изменение диаметра кольца после его вырезки;

E — модуль упругости данного сплава.

Этот метод имеет тот недостаток, что он не учитывает радиальных напряжений, кроме того, при незначительных напряжениях размеры кольца мало изменяются и с трудом поддаются измерению.

В практике часто пользуются еще способом разрезания вырезанных колец. Вырезанное кольцо до разрезки измеряют по среднему диаметру, затем его разрезают и вновь измеряют. Измерение разрезанного кольца производят в перпендикулярном направлении к разрезу. Вместо измерения среднего диаметра можно на кольце сделать углубления и измерять расстояние до и после разрезки, как показано на других пробах (фиг. 23).

В тех случаях, когда бывает трудно вырезать образцы из отливки, применяют способ механической обточки и расточки. С цилиндрического тела постепенно, тонкими слоями, снимают металл снаружи или изнутри. После снятия очередного слоя измеряют диаметр и длину образца. По изменениям, вызванным напряжениями, и определяют их величину.

В отдельных случаях для последовательного снятия слоев металла применяют химическое травление, но при этом способе часто получается шероховатая поверхность испытываемого образца.

Для сложных литых деталей, когда вырезка колец, расточка и обточка практически неприменимы, пользуются методом вырезки столбиков. На место вырезки столбика наклеивается датчик, и с помощью осциллографа производят измерение, затем вырезают столбик.

При вырезке столбика происходит деформация, которая фиксируется датчиком и осциллографом. Этот метод находит все более широкое применение. Датчики и вся необходимая аппаратура перед измерением тарируются на специальных приспособлениях.

Деформации, вызываемые температурным градиентом в теле отливки и особенно в поверхностном слое, измеряют без разрушения детали при помощи индуктивных датчиков, тензометров и других приборов.

Физические методы определения напряжений широкого применения пока не получили; объясняется это тем, что методика их применения недостаточно разработана.

Физические методы основаны на измерении меняющихся свойства сплава под действием возникающих в изделии внутренних напряжений. Сюда относятся такие методы, как оптический, магнитный, электрический, ультразвуковой, измерение твердости, изотопный и др.

Ультразвуковой и изотопный методы только в последние годы стали внедряться в промышленность. Оптические методы применяются для исследования напряжений в прозрачных телах. Поэтому оптические методы в применении к литым деталям могут быть использованы при моделировании. В прозрачной модели создают напряженное состояние и исследуют, как распределяются напряжения.

Методы, основанные на измерении магнитной индукции, применяются для сплавов, обладающих свойством магнитной индукции. Электрические методы основаны главным образом на измерении меняющегося электрического сопротивления.

В последнее время для исследования напряженного состояния поверхности металла применяют изотопы радиоактивных веществ. Это метод основан на том, что падающий на поверхность пучок γ-лучей частично поглощается телом и частично отражается от поверхности. Отраженные от поверхности γ-лучи учитываются счетчиком. Количество отраженных лучей зависит от химического состава сплава, но для одного и того же сплава количество отраженных лучей будет зависеть от напряженного состояния поверхности.

Физические методы исследования напряжений дают возможность судить об изменениях, которые происходят в отливках при их термической обработке, закалке, отжиге и отпуске.

Определение внутренних напряжений в сплавах и металлах при высоких температурах затрудняется тем, что к напряжениям от затрудненной усадки прибавляются еще напряжения от фазовых превращений. Эти напряжения приобретают значительную величину при большом градиенте температур, когда фазовые превращения происходят не по всему объему отливки, а в отдельных ее частях.

Направление фазовых напряжений по знаку может совпадать или быть противоположным термическому напряжению, а отсюда общее напряжение в отливке может усиливаться или ослабляться.

Методика определения внутренних напряжений в отливках должна все время совершенствоваться и разрабатываться в каждом отдельном случае применительно к конструкции литой детали и условиям ее работы в машинах.

3. Методы борьбы с внутренними напряжениями

Методы борьбы с внутренними напряжениями в отливках должны разрабатываться с учетом влияния различных факторов на их величину.

Анализ формулы (стр. 31), по которой определяются напряжения в отливках показывает, что внутренние напряжения пропор-

циональны модулю упругости E, коэффициенту термического расширения α и разности температур $t_2 - t_1$ различных частей отливки в момент полного перехода всей системы в область упругих деформаций.

Первым фактором уменьшения напряжений является изменение модуля упругости металла, которое связано с изменением химического состава сплава или его структуры; вместе с тем снижение модуля упругости производить нецелесообразно, так как одновременно с понижением модуля будут снижаться механические свойства отливки. Известно, что для отливок с пониженными механическими свойствами даже незначительные напряжения могут вызвать разрушения.

Вторым фактором, определяющим величину внутренних напряжений, является коэффициент термического расширения. Обычно коэффициент термического расширения для данного материала является величиной постоянной и изменение его связано с изменением состава сплава, что не всегда возможно осуществить.

Практически изменение коэффициента термического расширения путем легирования обычных технических литейных сплавов считают также нецелесообразным.

Таким образом, решающим фактором является разность температур ($t_2 - t_1$) различных частей отливки или наружной и средней частей стенки отливки.

Лучшим случаем охлаждения отливки, обеспечивающим отсутствие напряжений, можно считать тот, когда $t_2 = t_1$, т. е. когда отливка охлаждается во всех частях с одинаковой скоростью.

Борьба с возникновением внутренних напряжений начинается с конструирования деталей. Многочисленные и разнообразные меры, которые предпринимаются при конструировании литых деталей, направлены на обеспечение минимальной разности температур между отдельными частями отливки в процессе ее охлаждения.

Если в конструкции литой детали не представляется возможным обеспечить равномерное охлаждение, то такие детали изготовляются с применением технологических мероприятий, обеспечивающих равномерное охлаждение путем установки холодильников; применения формовочных материалов с различной теплопроводностью; ранней выбивки опок и вскрытия отдельных частей отливки; применения замедленного охлаждения отливки с посадкой ее после выбивки в разогретую печь; применения местного подогрева. Технологических мероприятий насчитывается большое количество, и все они направлены на то, чтобы обеспечить минимальную разность температур между отдельными частями и в толщине стенок отливки.

В отливках, изготовляемых из теплопроводных материалов, температуры выравниваются быстрее, и поэтому в них меньше возникает внутренних напряжений. Наоборот, в отливках из малотеплопроводных материалов температура отдельных частей выравнивается медленно, разность ($t_2 - t_1$) достигает значительной величины, поэтому

из этих сплавов трудно изготовлять отливки без внутренних напряжений.

Внутренние напряжения могут возникать также в результате затрудненной усадки.

В тех случаях, когда конструктивные и технологические мероприятия не обеспечивают снятия внутренних напряжений, применяют дополнительную термическую обработку — отжиг при низких температурах.

§ 7. СКЛОННОСТЬ К ОБРАЗОВАНИЮ ГОРЯЧИХ И ХОЛОДНЫХ ТРЕЩИН

1. Условия образования горячих и холодных трещин

Трещины в отливках образуются в тех случаях, когда возникающие внутренние напряжения превосходят предел прочности данного материала. По внешнему виду трещины, в зависимости от температур, при которых они образовались, разделяются на два вида: горячие и холодные.

Горячие трещины образуются при высоких температурах, имеют окисленную поверхность и проходят по границам зерен.

Холодные трещины имеют обычно чистый излом металла и образуются вследствие напряжений, возникающих в отливках при низких температурах.

Причиной образования холодных и горячих трещин является деформация отливки. В области пластических деформаций образуются горячие трещины, а в области упругих деформаций — холодные трещины.

Различие условий, при которых образуются горячие и холодные трещины, дает возможность провести анализ тех явлений, которые вызывают горячие и холодные трещины.

Если при кристаллизации сплава не будет создано препятствий для протекания свободной усадки, то горячие трещины в отливке не образуются. Следовательно, для предупреждения горячих трещин должны быть созданы условия, при которых усадка была бы свободной. Таким образом, основная причина, вызывающая появление горячих трещин, это деформация металла, происходящая в условиях затрудненной линейной усадки.

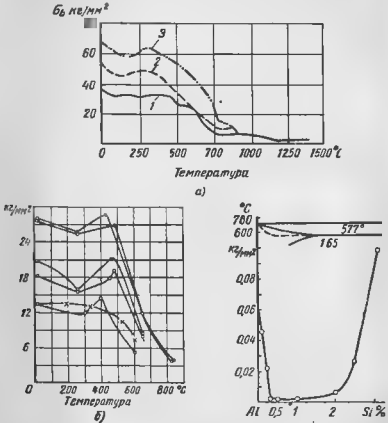
Горячие трещины могут образоваться при торможении усадки еще в тот момент, когда сплав не полностью затвердел.

В этом случае при наличии в сплаве значительного количества эвтектики она может заполнить трещины, и отливка получится без этого дефекта. Если в сплаве в этот момент эвтектики недостаточно, трещины остаются незаполненными, в них проникают газы и окисляют поверхность.

При большом градиенте температур в отдельных частях отливки могут образоваться горячие трещины вследствие термического торможения усадки.

При прочих равных условиях сплавы с большой доперлитной линейной усадкой более склонны к образованию горячих трещин.

Сплавы с небольшой линейной усадкой в области высоких температур дают меньше горячих трещин. Например, при сравнении белого



Фиг. 24. Предел прочности при растяжении различных

а — углеродистой стали: *1* — 0,15% С; *2* 0,44% С *3* 0,55% С; *б* различные чугуны; *в* - алюминиевокремниевый сплав.

и серого чугуна видно, что величина доперлитной усадки в белом чугуне значительно больше чем в сером чугуне, и он более склонен к образованию горячих трещин.

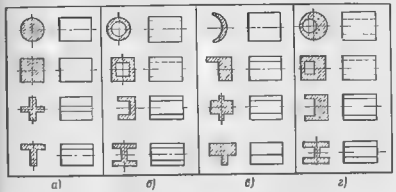
У сталей доперлитная усадка имеет также большую величину, что приводит к образованию горячих трещин.

Механическая прочность сплавов при высоких температурах является одним из основных факторов, влияющих на образование горячих трещин.

Изменения предела прочности различных сплавов показаны на фиг. 24.

При высоких температурах сплавы имеют очень низкую прочность, оказывают слабое сопротивление усадке, и при незначительном торможении усадки в отливках образуются трещины.

Холодные трещины образуются в результате напряжений, развивающихся в отливках при низких температурах благодаря неравномерному охлаждению отдельных частей отливки и механическому торможению усадки.



Фиг. 25. Схемы конструкций отливки со свободной и затрудненной усадкой:
— со свободной усадкой, *б* — с механическим торможением усадки; *в* — с термическим торможением усадки; *г* — с механическим и термическим торможением усадки.

На фиг. 25 показаны схемы конструкций отливок со свободной и затрудненной усадкой (механическое и термическое торможение).

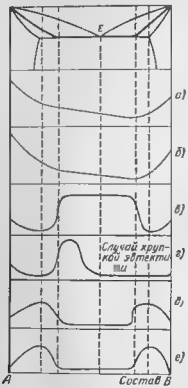
2. Методы борьбы с образованием трещин в отливках

Как указывалось выше, на образование горячих трещин влияют состав металла, конструкция литой детали, технология формовки и заливки и режим охлаждения отливки. Поэтому в конструкции литых деталей не должно быть резких переходов от одной стенки к другой, а также связанных толстых и тонких частей отливки. Литейная форма и стержни должны изготовляться из таких материалов и с таким расчетом, чтобы они не тормозили усадку и были податливыми. С этой целью часто крупные стержни изготовляются полыми. Для выравнивания скорости охлаждения отдельных частей отливки устанавливают холодильники. Прибыли и литниковая система устанавливаются с таким расчетом, чтобы они не вызывали термических напряжений в отливке.

Каркасы не должны располагаться близко к поверхности стержней и оказывать тормозящего действия на усадку.

Ребра к стенки опок не должны близко подходить к внутренней поверхности формы и тормозить усадку.

Отливки из сплавов с малой теплопроводностью должны охлаждаться равномерно, чтобы не вызывать больших термических напряжений.



Фиг. 26. Изменение литейных свойств в зависимости от состава сплава:

а — линейная усадка, *б* — величина усадочных напряжений; *в, г* сопротивление усадочным напряжениям; *д* — склонность к усадочным трещинам; *е* склонность к обратной ликвации. Тонкие линии—кривые ликвации к солидус, толстые кривые температур линейной усадки.

В последнее время для исследования источников загрязнения сплавов неметаллическими включениями применяют радиоактивные изотопы. С помощью радиоактивных изотопов было установлено, что во время выпуска стали из печи содержание оксидов за счет окисления увеличивается на 35—40%. Доля посторонних включений, вносимых футеровкой ковша и желоба, зависит от качества огнеупоров:

В настоящее время построены технологические диаграммы зависимости литейных свойств сплава от его состава (фиг. 26). Такие диаграммы облегчают правильный выбор сплава и разработку технологического процесса литья.

§ 8. НЕМЕТАЛЛИЧЕСКИЕ ВКЛЮЧЕНИЯ

1. Понятия о неметаллических включениях

Неметаллические включения можно разделить на две группы: включения, которые образуются внутри расплавленного или твердого сплава в результате реакций, которые протекают между компонентами сплава, и включения, которые попадают в сплав в виде флюсов, шлаков, частей футеровки и других загрязнений.

Неметаллические включения, отлагаясь по границам зерен, могут энергично реагировать с газами, ухудшать структуру сплавов и сильно снижать их физико-механические свойства. Их присутствие понижает ударную вязкость, износостойкость, усталостную прочность, пластичность, коррозионную стойкость, жаростойкость, жаропрочность и т. д. Во многих случаях неметаллические включения в отливках служат причиной их поломки.

...ак, шамотная футеровка ковша вносит включений 4,6%; каолиновая — 2,7%; высокоглиноземистая — 1,5%. Соответственно ...отная футеровка желоба вносит включений 0,4%, каолинитовая — ...7%, а высокоглиноземистая —0,0%.

По величине неметаллические включения можно разделить на ...ва вида: микровключения, обнаруживаемые в шлифе под микроскопом при увеличении в 50—1500 раз, и макровключения, которые ...азличают в изломе или на поверхности отливки или на полированной поверхности невооруженным глазом либо при помощи лупы.

Источниками засорения сплава неметаллическими включениями в основном являются продукты реакций, которые протекают в результате взаимодействия расплавленного сплава с печными газами и металлоидами; продукты, получающиеся в результате взаимодействия флюсов, шлаков, раскислителей и футеровки печей, а также в результате взаимодействия сплава с футеровкой ковша и с материалами литейной формы.

Образующиеся неметаллические включения могут растворяться в жидком сплаве и не растворяться в твердом сплаве. Такие неметаллические включения при охлаждении сплава в момент его затвердевания выделяются из сплава.

Форма неметаллических включений в сплавах в большой степени зависит от температуры плавления. Неметаллические включения, имеющие более низкую температуру плавления, чем температура плавления сплава, лучше коагулируют и могут оставаться в затвердевшем металле в шаровидной форме.

Неметаллические включения, которые имеют температуру плавления более высокую, чем температура плавления сплава, выделяются в твердом состоянии и имеют беспорядочную форму с острогугольными краями, иногда в виде развитого кристалла.

К такого рода включениям относятся тугоплавкие силикаты, чистый сернистый марганец, глинозем и другие.

Чем выше растворимость неметаллических включений в сплаве, тем труднее бороться с ними при охлаждении и затвердевании сплава. Для борьбы с растворяющимися в сплаве неметаллическими включениями необходимо знать закономерности изменения растворимости этих веществ в сплаве при понижении температуры. Исследованиями установлено, что неметаллические вещества, выделяющиеся из сплава в последний момент затвердевания, располагаются по границам зерен и ослабляют связь между ними.

Вещества, нерастворимые в сплавах, выделяются из сплава задолго до затвердевания; в этом случае они располагаются внутри зерен или кристаллических образований.

Температура плавления и удельный вес наиболее широко встречающихся неметаллических включений приведены в табл. 5.

При литье сплавов неметаллические включения должны иметь температуру плавления ниже, чем температура плавления данного сплава.

Таблица 5

Род включений	Температура плавления в °С	Удельный вес
Фосфид железа (Fe_3P)	1155	6,74 7,13
Сернистое железо (FeS)	1193	4,8. 4,9
Метасиликат марганца ($MnO \cdot SiO_2$)	1270	3,58; 3,7
Феррит кальция ($CaO \cdot Fe_2O_3$)	1216	4,68.
Сернит кальция ($2CaO \cdot Fe_2O_3$)	1436	—
Ортосиликат марганца ($2MnO \cdot SiO_2$)	1327	3,95: 4,12
Ортосиликат железа и марганца $2(FeMn)O \cdot SiO_2$	—	3,93; 4,17
Закись железа (FeO)	1369	5,9; 5,7, 5,99;
Окись магнии (MgO)	2800	3,5, 3,65
Орт силикат железа ($2FeO \cdot SiO_2$) (файялит)	1205	4,35
Магнитная окись железа (Fe_3O_4)	1597	4,9; 5,21
Окись титана (TiO_2)	1825	4,2, 4,3
Окись железа (Fe_2O_3)	1560	5,12 5,25
Сульфид марганца (MnS)	1620	3,8; 4,04
Кремнекислота (SiO_2)	1713	2,26, 2,31
Окись алюминия (Al_2O_3)	2045	3,9, 4,1· 3,85
Закись марганца (MnO)	1785	6,16; 5,50, 4,73
Силикат глинозема ($Al_2O_3 \cdot SiO_2$)	1487	3,05
Окись хрома (Cr_2O_3)	2277	5,0
Нитрид кремния (Si_3N_4)	1900	—
Нитрид ванадия (VN)	2000	5.47. 6,97
Нитрид титана (TiN)	2900	5,1; 5,4
Нитрид циркона (ZrN)	2500	6,93, 7,1
Нитрид бора (BN)	3000	—

2. Основные неметаллические включения в различных литейных сплавах

В каждой группе литейных сплавов встречаются различные неметаллические включения, которые необходимо удалять из сплава. Естественно, что элементарные вещества, сплавляясь между собой, могут образовывать весьма сложные соединения.

Для литейных углеродистых и легированных сталей характерны следующие неметаллические включения. Окислы: железа FeO, Fe_2O_3, Fe_3O_4, марганца MnO, титана TiO_3, хрома Cr_2O_3, никеля NiO, ванадия V_2O_5, алюминия Al_2O_3, кремния SiO_2, магния MgO и другие. Сернистые соединения: сернистый марганец MnS, сернистое железо FeS, возможны сернистые соединения: Al_2S_3; MgS; ZrS; CaS. Силикаты: железа — $FeSiO_3$, Fe_2SiO_4, марганца — $MnSiO_3$, Mn_2SiO_4, $FeO—Al_2O_3$ — SiO_2 и $MnO—Al_2O_3—SiO_2$; фосфиды железа — Fe_3P; нитриды: TiN; ZrN; VN; Si_3N_4; BN и др.

Для чугунных отливок, в зависимости от состава и способа выплавления чугуна характерны следующие неметаллические включения: сернистое железо FeS; сернистый марганец MnS; окислы железа FeO; Fe_2O_3; Fe_3O_4; окись кремния SiO_2; окись марганца MnO и др. Кроме того, могут быть окислы, которые попадают из флюсов, футеровки и формовочных материалов: CaO, MgO, SiO_2, Al_2O_3 и др.

В легированных чугунах в качестве неметаллических включений могут быть окислы легирующих элементов и их соединений с другими веществами.

В производстве высокопрочного чугуна встречаются неметаллические включения в виде «черных пятен», которые сильно снижают механические свойства этого чугуна, понижают его плотность, и отливки не выдерживают гидравлического или воздушного давления. Природа «черных пятен» пока достаточно не изучена, исследования этих включений показывают, что они представляют собой сложные соединения, обогащенные магнием и серой, имеют небольшой удельный вес и всплывают в верхние части отливки.

Для получения отливок без «черных пятен» рекомендуется производить заливку форм чугуном с температурой не ниже 1300—1320°, давать выдержку металла, разливать чугун стопорными ковшами, а также обрабатывать чугун обезвоженным хлористым натрием (0,3—0,6% веса жидкого металла).

В медных сплавах неметаллические включения могут быть в виде закиси меди Cu_2O; окиси цинка ZnO; окиси фосфора P_2O_5; окиси олова SnO_2; окиси алюминия Al_2O_3; окислов железа FeO; Fe_2O_3; Fe_3O_4; окислов марганца MnO; окиси кремния SiO_2; окиси свинца PbO и др.

Различные окислы образуются во время плавки, однако исходные материалы могут также вносить в сплав неметаллические включения.

В сплавах на основе алюминия особое внимание обращают на окислы алюминия, которые образуются при окислении алюминия во время плавки. Кроме окислов алюминия, в этих сплавах могут находиться и другие неметаллические включения, образовавшиеся от окисления компонентов алюминиевого сплава; SiO_2; CaO; ZnO; Fe_2O_3; MgO; TiO_2 и др.

В магниевых сплавах основное внимание обращают на окись магния, которая может оставаться в отливках в качестве неметаллических включений. Наряду с окисью магния могут быть и другие неметаллические включения, которые образуются от окисления компонентов сплава: Al_2O_3, MnO, ZnO, SiO_2, CaO, Fe_2O_3 и др.

Кроме включений, образующихся в цветных сплавах от окисления компонентов сплава, неметаллические включения могут образовываться при взаимодействии флюсов и модификаторов с расплавленными сплавами.

Определение и исследование неметаллических включений в сплавах производятся с помощью металлографического или химического анализа. В последнее время для исследования характера расположения неметаллических включений в отливках стали применять радиоактивные изотопы.

3. Методы борьбы с неметаллическими включениями в отливках

Главное внимание при борьбе с неметаллическими включениями направлено на очищение жидкого сплава от этих включений и на предохранение жидкого сплава во время плавки и разливки от попадания в него неметаллических включений.

Исходные материалы и особенно машинный лом и отходы литейного производства должны тщательно очищаться от ржавчины и пригоревшего песка.

Во время плавки необходимо сплавы предохранять от сильного окисления печными газами и очищать расплавленный металл от неметаллических включений.

В практике для удаления неметаллических включений применяют следующие методы.

Раскисление. При раскислении неметаллические включения становятся нерастворяющимися. Это дает возможность удалить включения из сплава задолго до его затвердевания. Поэтому подбираются такие раскислители, которые дают продукты раскисления, не растворяющиеся в металле. Особенно эффективно действуют раскислители, которые дают газообразные продукты раскисления, как, например, магний в чугуне и стали, фосфор в медных сплавах и хлористый алюминий в алюминиевых сплавах.

Отстаивание сплавов. Этот метод наиболее простой, он широко применяется в литейной практике для удаления неметаллических включений. Его эффективность зависит от температуры перегрева сплава, от величины частичек неметаллических включений и от их удельного веса. Скорость всплывания неметаллических включений пропорциональна квадрату радиуса частичек и разности удельных весов сплава и неметаллических включений и обратно пропорциональна вязкости сплава. Отсюда во время выстаивания необходимо создавать благоприятные условия для коалесценции неметаллических частиц. В этом отношении в отдельных случаях хорошие результаты дают встряхивание и вибрация жидкого сплава.

Метод отстаивания имеет тот недостаток, что требует перегрева сплава и времени для выдержки перед разливкой. Последнее не всегда выполнимо, так как температура сплава при выдержке его в ковшах быстро снижается. Кроме того, сплавы, в которых неметаллические включения находятся в дисперсном состоянии, слабо очищаются от неметаллических включений при выстаивании.

Флотация. Флотационный метод основан на том, что неметаллические включения, обладая способностью прилипать в жидком сплаве к газовым пузырькам, всплывают в шлак. Так, например, при плавке стали для удаления включений используют при окислении углерода образующуюся в ванне окись углерода. В отдельных случаях применяют раскислители, дающие газообразные продукты, или продувают сплавы активными и нейтральными газами. Последнее широко применяется при плавке алюминиевых сплавов.

Флюсование. Этот метод состоит в том, что неметаллические включения растворяют во флюсе или сплавляют с ним и переводят их в шлак. Применение тех или иных методов флюсования зависит от характера подлежащих удалению неметаллических включений. Эти включения могут растворяться во флюсах, находящихся на поверхности сплава, — верхнее флюсование — или осаждаться на дно тигля — нижнее флюсование. В отдельных случаях флюсы вводятся в сплав по всей его массе. Для удаления включений, которые легче сплава, флюсы должны быть более легкими и облегчать всплывание их на поверхность; для удаления включений более тяжелых, чем сплав, флюсы должны быть также более тяжелыми, чтобы осаждать эти включения на дно тигля.

Во время заливки необходимо предохранять сплавы от попадания шлаков и других посторонних неметаллических включений. Для этой цели разливка ведется стопорными или другими специальными ковшами. Кроме того, в литниковой системе устраивают специальные шлакоуловители.

§ 9. КРИСТАЛЛИЗАЦИЯ ЛИТЕЙНЫХ СПЛАВОВ

Одним из наиболее важных факторов, определяющих качество отливок, является первичная структура и структура, получающаяся в результате последующей термической обработки.

Процесс образования кристаллической структуры при затвердевании отливки называют первичной кристаллизацией.

На процесс первичной кристаллизации влияет большое количество факторов, в результате чего в отливке получаются кристаллы различной формы и размеров.

Кристаллизация в расплавленном металле может начаться: при самопроизвольном возникновении центров кристаллизации; при вынужденном возникновении центров кристаллизации, когда те или иные включения в металле служат центрами образующихся кристаллов; одновременно при самопроизвольном и вынужденном возникновении центров кристаллизации; кроме того, кристаллизация может также проходить погеременно — самопроизвольно или вынужденно.

Вынужденные зародыши могут находиться в расплавленном металле или вводиться в него в виде различных веществ. К чужеродным зародышам принадлежат посторонние включения и выделения из раствора до момента кристаллизации. Однако не всякое постороннее включение может служить зародышем для кристаллизующейся фазы. Между кристаллографическим строением кристаллизующейся фазы и зародышем должно быть соответствие в строении, а разница в параметрах решетки должна быть не более 15%. Поэтому наиболее эффективными зародышами являются микрокристаллики кристаллизующейся фазы или изоморфного с ней вещества. Другие вещества могут играть роль зародышей, если они адсорбируют на своей поверхности молекулы или атомы кристаллизующейся фазы или пере-

стравают свой поверхностный слой в соответствии с кристаллизующейся фезой. В противном случае включения перестают быть зародышем для кристаллизации.

При достаточном количестве имеющихся в металле или специально введенных в жидкий металл активных зародышей роль их весьма велика и первичная кристаллизация будет главным образом вынужденной.

Принимается, что в технических литейных сплавах возникновение центров кристаллизации идет одновременно вынужденное и самопроизвольное; часть кристаллов развивается из посторонних центров, а другая часть — из возникающих самопроизвольно. Различные соотношения между указанными видами кристаллизации зависят от многих факторов: физико-химических свойств металла или сплава; условий охлаждения и активности посторонних примесей.

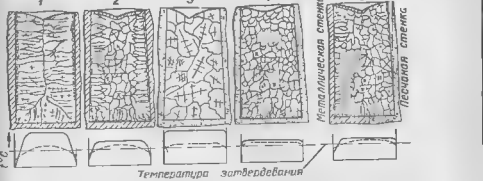
При производстве отливок из различных сплавов в качестве добавок для измельчения первичной структуры вводят титан, ванадий, алюминий, магний, азот, силикокальций, натрий и др. Посторонние активные примеси при достаточном переохлаждении могут стать центрами кристаллизации. Но при медленном охлаждении посторонние примеси (центры кристаллизации) объединяются, их становится в сплаве меньше и первичная структура получается более грубая — крупнокристаллическая.

На первичную кристаллизацию металлов и сплавов влияют многие факторы: температура заливаемого металла, температура литейной формы, теплопроводность материала формы и самого заливаемого металла и сплава. Подвод металла и скорость заполнения формы также оказывают влияние на кристаллизацию.

Образующиеся кристаллы при затвердевании отливок в зависимости от различных факторов имеют различную форму и размеры. На поверхности, где скорость охлаждения большая, кристаллы растут свободно и в большинстве случаев кристаллизация идет параллельно охлаждаемой поверхности. С увеличением скорости охлаждения отливки и отвода тепла с поверхности кристаллы на образовавшихся осях растут перпендикулярно охлаждающейся поверхности, так как для роста направленных столбчатых кристаллов необходимо, чтобы они могли свободно питаться за счет жидкой части отливки. В дальнейшем скорость охлаждения продолжает постепенно уменьшаться и создаются условия для роста равноосных кристаллов. Размеры равноосных кристаллов будут зависеть от времени затвердевания: чем медленнее происходит затвердевание, тем крупнее будут кристаллы. При высоких температурах перегрева зона столбчатых кристаллов будет большой, так как скорость охлаждения отливки увеличивается, особенно в металлических формах. При низких температурах перегрева зона столбчатых кристаллов небольшая, а в песчаных формах она может совсем отсутствовать.

На фиг. 27 показаны схемы различных условий охлаждения металла и температурные кривые начала затвердевания отливки.

При заливке металла с высоким перегревом в металлическую форму *1* (фиг. 27) зона быстрого охлаждения и ширина столбчатых кристаллов большие; при заливке металла в металлическую форму *2*

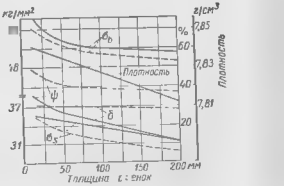


Фиг. 27. Схема первичной кристаллизации отливок в зависимости от различных технологических факторов и температурные кривые начала (сплошные) и конца (штриховые) затвердевания.

более низким перегревом зона быстрого охлаждения уменьшается (наклон сплошной кривой) и ширина столбчатых кристаллов сокращается.

Таким образом, повышение температуры заливки при литье в металлические формы будет способствовать росту столбчатых кристаллов.

Заливка в песчаные формы *3* с высоким перегревом приводит к образованию крупнокристаллического строения, так как в этом случае скорости охлаждения металла почти равны у стенок и в центре отливки. Такое строение является типичным для массивных отливок, литых с высоким перегревом в песчаные формы.



Фиг. 28. Влияние толщины стенок отливки на удельный вес и механические свойства углеродистой стали в литом состоянии (сплошные кривые) и после отжига (штриховые кривые).

Заливка металла в песчаные формы *4* с малым перегревом приводит к затвердеванию по всему объему металла. В результате получается мелкокристаллическое строение с различно ориентированными кристаллами.

Механические свойства отливок зависят от характера первичной кристаллизации, которая, в свою очередь, зависит от толщины стенки отливки.

Так, например, влияние толщины стенок отливки на удельный вес и механические свойства углеродистой стали (0,27% С) в литом состоянии и после отжига достаточно наглядно показано на фиг. 28. Из приведенной фигуры видно, что все показатели при прочих равных условиях понижаются с увеличением толщины стенки. Объясняется это тем, что с увеличением толщины стенки отливки скорость охлаждения металла в середине стенки уменьшается. Особенно низкие механические свойства получаются у металлов и сплавов, обладающих склонностью к крупнокристаллическому строению. В этом случае введением модификаторов или продувкой металлов и сплавов газами (азотом, хлором и др.) создают искусственное возбуждение кристаллизации, способствующее размельчению первичных зерен и получению более высоких механических свойств.

Определение продолжительности затвердевания сложных отливок представляет большие трудности. Практически полное время затвердевания сложной отливки можно определить, разделив ее условно на простые тела (пластины, цилиндры и сферы).

Б. Б. Гуляев дает следующую формулу для расчета продолжительности затвердевания отливки:

$$t_з = M\Phi R^2,$$

где $t_з$ — полная продолжительность затвердевания в мин.,

R — половина толщины или радиуса стенки отливки в *см*;

M — коэффициент материала отливки и материала формы (величины коэффициента даны в табл. 6);

Φ — коэффициент, зависящий от характера отливки. Для пластины $\Phi = 1{,}0$; для цилиндра $\Phi = 0{,}76$; для сферы $\Phi = 0{,}47$.

Таблица 6

Материал отливки	Условия охлаждения	M в *мин/см²*	Материал отливки	Условия охлаждения	M в *мин/см²*
Серый чугун	Песчаная форма	2,04	Алюминий	То же	0,10
То же	Металлическая форма	0,21	Латунь	Песчаная форма	0,31
Ковкий чугун	Песчаная форма	0,82	»	Чугунная изложница	0,07
То же	Металлическая форма	0,25	»	Медная форма, охлаждаемая водой	0,06
Сталь	Песчаная форма	0,592			
»	Чугунная изложница	0,148			

Для примера определим продолжительность затвердевания плоских отливок из алюминия, чугуна и стали при литье в металлические формы, при этом толщина отливки равна 40 *мм*.

Для алюминия:

$$M = 0{,}1;\ \Phi = 1{,}0;\ R = 2{,}0\ см;$$
$$t_з = 0{,}1 \cdot 1{,}0 \cdot 2^2 = 0{,}4\ мин.$$

Для серого чугуна:

$$M = 0{,}21;\ \Phi = 1{,}0;\ R = 2{,}0\ см;$$
$$t_з = 0{,}21 \cdot 1{,}0 \cdot 2^2 = 0{,}84\ мин.$$

Для стали:

$$M = 0{,}148;\ \Phi = 1{,}0;\ R = 2{,}0\ см;$$
$$t_з = 0{,}148 \cdot 1{,}0 \cdot 2^2 = 0{,}592\ мин.$$

После полного затвердевания и охлаждения отливок до нормальной температуры они имеют определенное кристаллическое строение. Если полученная кристаллическая структура не удовлетворяет требованиям, которые предъявляются к данной литой детали, то ее можно улучшить, применив термическую обработку.

ГЛАВА III

ЛИТАЯ СТАЛЬ

§ 1. УГЛЕРОДИСТАЯ СТАЛЬ

1. Общие сведения

В настоящее время наибольшее количество стальных фасонных деталей изготовляется из обычной углеродистой стали, в состав которой входят углерод, марганец, кремний, фосфор и сера.

Главным элементом, характеризующим качество литой стали, является углерод. Другие элементы во многих марках углеродистой стали остаются неизменными.

Условно в литейном производстве углеродистую сталь разделяют на низкоуглеродистую, среднеуглеродистую и высокоуглеродистую.

Низкоуглеродистая сталь содержит в своем составе: 0,09—0,2% C; 0,5 -0,6% Mn; 0,15—0,25% Si; до 0,08% P и не более 0,03% S. Механические свойства стали после отжига следующие: $\sigma_в$ 35—45 *кг/мм²*; σ_s 18—22 *кг/мм²*; δ_s - 25 -35%; ψ - 40—50%.

Из низкоуглеродистой стали изготовляют детали для электротехнической и машиностроительной промышленности. Отливки из низкоуглеродистой стали подвергаются специальной термической обработке — цементации, после которой они закаливаются и имеют более высокие механические свойства и хорошо работают на истирание.

Механические свойства углеродистой стали после закалки. $\sigma_в$ - 42 -50 *кг/мм²*; σ_s - 25—33 *кг/мм²*; δ_s 20 - 25%; ψ 30—40%.

Пластические свойства отливок после закалки несколько снижаются.

Основные литейные свойства низкоуглеродистой стали, которые необходимо учитывать при изготовлении отливок, следующие:

1) высокая температура плавления;
2) пониженная жидкотекучесть;
3) повышенная склонность к окислению;
4) повышенная склонность к образованию горячих трещин.

Из перечисленного видно, что изготовление фасонных деталей из низкоуглеродистой стали связано со значительными трудностями, поэтому в литейном производстве применяют для большинства стальных отливок среднеуглеродистую сталь.

Состав среднеуглеродистой стали колеблется в значительных пределах: 0,2—0,45% C; 0,6—0,9% Mn; 0,2—0,45% Si; 0,03—0,05% P (для неответственных деталей допускается содержание 0,1—0,15% P); 0,03—0,05 S (для отдельных отливок допускается содержание до 0,1% S).

Механические свойства среднеуглеродистой стали: $\sigma_в$ 40—55 *кг/мм²*; σ_s 22 32 *кг/мм²*; δ_s 23—12%; ψ 35 20%; $a_к$ 5 3 *кгм/см²*.

Литейные свойства среднеуглеродистой стали несколько лучше, чем низкоуглеродистой стали: ниже температура плавления; лучше жидкотекучесть; меньше образуется газов и неметаллических включений в отливке; меньше опасность образования горячих трещин; меньше пригар на отливках. Однако пониженная теплопроводность среднеуглеродистой стали приводит к образованию повышенных напряжений.

Высокоуглеродистая сталь применяется для литых деталей, которые подвергаются сложной термической обработке — закалке и отпуску—или используются в работе без механической обработки.

Состав высокоуглеродистой стали колеблется в значительных пределах: 0,45—0,5% и выше C; 0,5—0,8% Mn; 0,04—0,05% P; 0,04—05% S.

Содержание S и P в отдельных случаях допускается до 0,1%; держание кремния и алюминия в сумме должно быть не более 0,3 0,5%.

Высокоуглеродистую сталь с содержанием 0,5—0,6% C можно применять после отжига без закалки, а сталь с содержанием более 1% C можно использовать в сыром виде для отливок, работающих истирание.

Высокоуглеродистая сталь имеет низкую температуру плавления; относительно хорошую жидкотекучесть; небольшой пригар формовочной земли; малую склонность к образованию горячих трещин.

Меньшая теплопроводность высокоуглеродистой стали увеличивает опасность образования напряжений.

Нельзя удалять прибыли и литники от отливок из высокоуглеродистой стали при помощи ацетиленокислородной резки, так как в отливке могут образоваться трещины. При термической обработке во избежание образования трещин нагрев отливок надо производить большой осторожностью.

Отливки из высокоуглеродистой стали вследствие повышенной твердости плохо поддаются механической обработке.

2. Классификация углеродистой стали, применяемой для фасонного литья

Классификация обычной углеродистой стали производится по ГОСТ 977-53.

Марки литейной углеродистой стали, химический состав и механические свойства приведены в табл. 7. Отклонения по содержанию углерода, кремния и марганца, если содержание этих элементов не оговорено в технических условиях на отливки, не являются браковочным признаком

Таблица 7

Марки стали	Химический состав в %			Механические свойства стали в нормализованном или отожженном состоянии				
	C	Mn	Si	σ_s в кг/мм²	σ_b в кг/мм²	δ в %	ψ в %	a_k в кгм/см²
				не менее				
15Л	0,12—0,20	0,35—0,65	0,17—0,37	20	40	24	35	5,0
20Л	0,17—0,25			22	42	24	35	5,0
25Л	0,22—0,30			24	45	19	30	4,0
30Л	0,27—0,35			26	48	17	30	3,5
35Л	0,32—0,40			28	50	15	25	3,5
40Л	0,37 0,45	0,50 -0,80		30	53	14	25	3,0
45Л	0,42 0,50			32	55	12	20	3,0
50Л	0,47 0,55			34	58	11	20	2,5
55Л	0,52 0,60			35	50	10	18	2,5

Допустимое содержание фосфора и серы в зависимости от группы стали и от способа выплавки приведено в табл. 8.

Таблица 8

Группа отливок	S			P		
	Способ выплавки стали					
	Основной	Кислый	Конвертерный	Основной	Кислый	Конвертерный
	% не более					
I	0,05	0,06	0,07	0,05	0,06	0,09
II	0,045	0,06	0,06	0,04	0,06	0,08
III	0,045	0,05	—	0,04	0,05	—

Содержание хрома, никеля и меди не должно превышать 0,3%.

Приведенные данные (табл. 7) показывают, что углеродистая сталь имеет невысокие механические свойства и особенно низкий предел текучести. Отношение предела текучести к пределу прочности $\frac{\sigma_s}{\sigma_b} \cdot 100 = 15—60\%$.

Предел текучести углеродистой стали можно повысить путем термической обработки — закалки с отпуском. Но слабая прокаливаемость конструкционной углеродистой стали ограничивает эти возможности только мелкими тонкостенными отливками. Чтобы стальные литые детали удовлетворяли высоким требованиям, они должны быть изготовлены из легированной стали, которая имеет более высокий предел текучести, предел прочности и лучшую прокаливаемость.

3. Влияние различных элементов на механические свойства и структуру углеродистой стали

Содержащиеся в углеродистой стали основные компоненты: C, Mn, Si, P и S — оказывают существенное влияние на механические и литейные свойства.

При повышении содержания углерода предел прочности увеличивается, но пластические свойства снижаются. Термическая обработка повышает предел прочности и предел текучести, но понижает удлинение и сужение. Ударная вязкость стали с повышением содержания углерода снижается как в литом состоянии, так и после термической обработки.

Твердость стали возрастает при увеличении содержания углерода в литом и в термически обработанном состоянии, вследствие чего бывает трудно производить механическую обработку литых деталей.

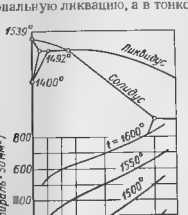
Рассматривая изменение механических свойств стали, необходимо отметить, что предел прочности растет быстрее, чем предел текучести. При определенном содержании углерода отношение $\frac{\sigma_s}{\sigma_b}$ начинает снижаться. Это указывает на то, что для деталей, требующих более высокого предела текучести, применять углеродистую сталь не следует.

Повышение содержания углерода в стали влияет не только на механические, но и на литейные свойства.

Жидкотекучесть стали повышается с увеличением содержания углерода (фиг. 29). Повышенная жидкотекучесть оказывает влияние и на другие литейные свойства стали: уменьшается количество газовых раковин и неметаллических включений в отливках; становится меньшей склонность к образованию горячих трещин, так как доперлитная усадка стали с повышением содержания углерода уменьшается.

Теплопроводность стали с повышением содержания углерода уменьшается, вследствие чего возникает опасность образования термических напряжений и трещин при низких температурах. Поэтому для отливок, подвержепных резкому охлаждению, необходимо применять стали с меньшим содержанием углерода.

Повышенное количество углерода в массивных отливках дает зональную ликвацию, а в тонкостенных отливках приводит к внутрикристаллической ликвации. Отливки, подвергающиеся закалке, следует изготовлять из углеродистой стали с повышенным содержанием углерода, так как углерод повышает прокаливаемость стали.



Фиг. 29. Жидкотекучесть стали в зависимости от содержания углерода и температуры перегрева.

Влияние марганца на свойства углеродистой стали проявляется в улучшении ее механических свойств. Но в обычной углеродистой литой стали содержание марганца не превышает 0,9 –1%, при таком количестве он незначительно повышает механические свойства.

Так например, повышение марганца на 0,1% в пределах от 0,6 до 0,9% повышает предел прочности всего на 1,2 *кг/мм*².

Роль марганца в углеродистой стали состоит в том, что он раскисляет сталь и нейтрализует вредное действие серы, что приводит к устранению трещин в отливках.

Нейтрализация серы марганцем идет по реакции

$$FeS + Mn \rightarrow MnS + Fe;$$

при этом отношение марганца к сере должно быть равно $\frac{Mn}{S}$ - 1,7і или Mn 1,71 S.

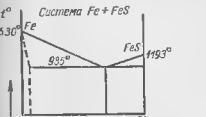
Марганец образует и более сложные комплексные соединения, например: $(MnS)\ n\ (FeS)n$, в которых преобладает сернистый марганец; для полной нейтрализации серы надо иметь марганца в четыре — пять раз больше. Таким образом, для нейтрализации 0,05% S надо иметь 0,2—0,3 Mn. Для раскисления углеродистой стали нужно иметь до 0,5% Mn. Поэтому общее количество марганца в стали с содержанием 0,05% S должно быть около 0,7%.

При недостаточном количестве марганца повышается склонность стали к образованию трещин.

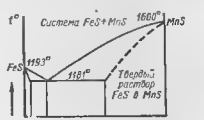
Марганец повышает твердость отливок, предел прочности, предел текучести и снижает сужение, удлинение и ударную вязкость. Марганец повышает жидкотекучесть и уменьшает красноломкость.

Сера в углеродистой стали является вредной примесью, она увеличивает красноломкость, т. е. понижает механические свойства отливок при высоких температурах, что приводит к образованию трещин. Красноломкость обусловлена тем, что соединения серы образуют при 985° легкоплавкую эвтектику FeS + Fe (фиг. 30) и FeS + FeO при 940°.

Марганец с серой образует более тугоплавкое соединение — сернистый марганец (MnS), которое плавится при 1600°. MnS, соединяясь с FeS, может давать различные по тугоплавкости соединения и растворы (фиг. 31). Часть сернистых соединений марганца всплы-



Фиг. 30. Диаграмма системы Fe + FeS.



Фиг. 31. Диаграмма системы FeS – MnS.

вает в шлак, а часть остается в металле в виде отдельных сфероидальных включений, тогда как соединения серы с железом располагаются по граням кристаллов и понижают механическую прочность стали.

Механические свойства стали с повышением содержания серы снижаются, за исключением незначительного повышения предела текучести. Увеличенное содержание серы в металле приводит к уменьшению жидкотекучести, увеличению количества газовых и неметаллических включений. Ликвация стали с увеличением содержания серы возрастает, и особенно в толстостенных отливках. Возрастает также опасность образования горячих трещин.

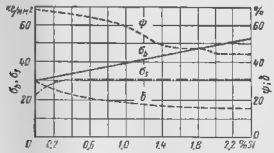
Нейтрализация вредного действия серы может осуществляться, кроме марганца, и другими элементами, которые с ней могут образовывать более тугоплавкие сульфиды в виде Al_2S_3; ZrS_2; CaS; MgS. Эти соединения не располагаются по граням кристаллов и дают возможность получать хорошего качества отливки.

На практике количество серы в различных отливках из углеродистой стали колеблется примерно в следующих пределах: для ответственных конструкционных деталей — 0,03—0,035%; для обычных деталей 0,04—0,05%; для неответственных деталей до 0,06—0,1%; для толстостенных деталей не более 0,03%.

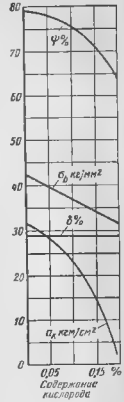
В толстостенном литье сера сильно ликвирует. Так например, прокатный валок при общем содержании серы, равном 0,03%, в центре имел 0,1%S.

Фосфор в углеродистой стали считается вредной примесью, потому что снижает пластические свойства. Это приводит к образованию трещин при низких температурах. Предел прочности и предел текучести углеродистой стали, содержащей фосфор, несколько возрастает. Однако это свойство фосфора может быть использовано только для низкоуглеродистой стали с 0,1% С. Вредное влияние фосфора более резко проявляется в стали с повышенным содержанием углерода. Объясняется это тем, что чем выше содержание углерода, тем выше получается концентрация фосфора в оставшемся не связанным с углеродом железе.

Соединения фосфора с железом и углеродом могут значительно ликвировать, скапливаться по границам зерен и ослаблять сечение отливки. Это особенно сильно сказывается при температурах ниже 0°. Поэтому содержание фосфора ограничивается как в углеродистой (табл. 5), так и в легированной сталях (табл. 7).



Фиг. 32. Влияние кремния на механические свойства стали.



Фиг. 33. Влияние кислорода на механические свойства стали.

Кремний в углеродистой стали всегда присутствует как примесь, остающаяся после раскисления ферросилицием. Поэтому общее количество его в стали определяется совместно с алюминием.

Механические свойства стали изменяются незначительно при том содержании кремния, которое допускается в углеродистой стали (фиг. 32).

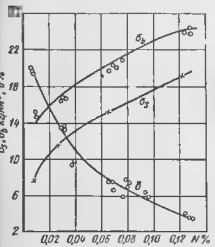
Кремний обладает большой способностью раскислять сталь и связывать газы. Он также повышает способность стали прокаливаться.

Подсчет необходимого количества кремния и алюминия ведется по эмпирической формуле: $Si + 4Al = 0,35 \div 0,65\%$. Обычно

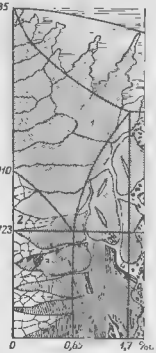
содержание алюминия составляет 0,02—0,1%, в зависимости от характера раскисления. Содержание кремния определяется по разности.

Кроме перечисленных элементов, в углеродистой стали могут держаться газы: кислород, азот и водород.

Кислород в стали является скрытой примесью, так как он находится в связанном виде. Кислород относится к вредным примесям: с повышением количества кислорода механические свойства стали ухудшаются (фиг. 33). Кислород проникает в сталь, когда она нахо-



Фиг. 34. Влияние азота на механические свойства стали.



Фиг. 35. Диаграмма состояния Fe + C.

1 — аустенит; 2 — феррит; 3 — керлит, 4 — вторичный цементит.

дится длительное время при высоких температурах. В мартеновской стали может быть растворено до 0,05—0,004% O_2, в электростали — до 0,015—0,020% O_2.

Кислород повышает склонность стали к образованию горячих трещин. Объясняется это тем, что кислород, растворяясь в стали, понижает растворимость сернистого железа, усиливая тем самым влияние серы. Сернистое железо в этом случае выделяется из раствора с образованием вокруг кристаллита легкоплавкой оболочки, которая приводит к образованию трещин. Для устранения трещин в отливках сталь должна хорошо раскисляться и рафинироваться.

Азот в сталь попадает из воздуха, растворяется в значительных количествах до 0,03—0,04% и находится в металле в виде газа или в виде химических соединений с различными элементами (Si, Al, Cr, Mn, Ti и др.). Влияние азота на качество стали еще не достаточно изучено. Установлено, что азот повышает предел прочности, предел текучести и твердость и снижает пластические свойства (фиг. 34).

Свойства азота повышать твердость стали используется в практике для азотирования отливок. Кроме того, азот используется для продувки стали при модифицировании. При этом образуются тугоплавкие нитриды, которые служат центрами кристаллизации.

Водород относится к вредным примесям, он понижает пластические свойства стали. При понижении температуры стали водород выделяется из раствора и образует газовые раковины. Содержание водорода в стали незначительное —0,0005 -0,0025%.

Микроструктура стали в зависимости от содержания углерода и температуры показана на диаграмме (фиг. 35). Структура стали состоит из феррита *2* и перлита *3*, при этом чем больше содержится углерода, тем больше будет перлита и тем выше твердость.

В углеродистой стали с содержанием углерода более 0,85% микроструктура стали состоит из перлита и вторичного цементита. Твердость такой стали сильно возрастает и механическая обработка становится затруднительной.

§ 2. ГРАФИТИЗИРОВАННАЯ СТАЛЬ

Графитизированная сталь относится к группе высокоуглеродистых сплавов; она сочетает в себе свойства углеродистой стали и до известной степени свойства чугуна.

В структуре графитизированной стали содержится графит. Используется графитизированная сталь главным образом для деталей, работающих на износ, и частично как заменитель цветных сплавов.

В настоящее время применяют простую углеродистую и легированную графитизированную сталь.

Средний состав углеродистой графитизированной стали следующий: 1,5—1,6% C; 0,85 0,95% Si; 0,4 -0,5% Mn; 0,03% P; 0,03% S.

С повышением содержания углерода и кремния жидкотекучесть графитизированной стали при постоянной температуре заливки увеличивается.

Свободная линейная усадка графитизированной стали равна 1,8—2,2%, затрудненная — до 1,6%. Объем усадочных раковин у графитизированной стали в два раза меньше, чем у углеродистой стали с содержанием 0,36% C.

Микроструктура графитизированной стали в сыром виде представляет собой перлит и вторичный цементит, т. е. весь углерод находится в связанном виде, поэтому сталь в сыром виде имеет очень высокую твердость.

Графитизированная сталь подвергается термической обработке, в результате которой часть углерода выделяется в виде графита, а часть остается в связанном виде и принимает округленную форму в виде сфероидизированных карбидов.

Термическая обработка состоит из нормализации при 870°, вторичном отжиге при 790° и охлаждении в печи со скоростью 4,5° в час при переходе через критический интервал 750—595°.

В результате термической обработки из общего количества углерода, содержащегося в стали, до 0,5 0,7% C выделяется в виде графита и 0,8% C остается в связанном виде.

В современной практике применяют графитизированную сталь добавкой дополнительных легирующих элементов.

Для изготовления литых коленчатых валов применяют сталь следующего состава: 1,2 1,4% C; 0,8—1,0% Si; 0,6 1,0% Mn; 0,4 0,6% Cu; 0,25 0,35% Cr; 0,25 0,40% Ni; до 0,04% S и до 0,3% P.

Механические свойства такой стали после отжига следующие: 70—85 *кг/мм*²; σ_s 50 60 *кг/мм*²; δ 5—9%; ψ 10 20%; H_B 230 -250).

Графитизированная сталь после отжига, несмотря на высокую твердость, хорошо обрабатывается режущим инструментом на металлообрабатывающих станках.

В массивных толстостенных отливках при высоком содержании углерода графит может выделяться до отжига, поэтому для массивных отливок применяют графитизированную сталь, легированную молибденом и вольфрамом: 0,5% Mo; 0,7—0,8% Si и 2,6—3,0% W или марганцем, никелем, хромом и молибденом: 1,5% C; 1,25% Si; 1% Mn; 0,5% Mo; 0,35% Cr и 1,75% Ni.

Из стали такого состава отливают массивные валки для обработки бумаги.

Графитизированную сталь начинают широко применять взамен цветных антифрикционных сплавов. В табл. 9 приведены составы графитизированной стали, применяемой взамен цветных металлов, характеристика ее механических свойств.

Таблица 9

Марка стали	Химический состав в %					Механические свойства		
	Mn	Si	P	S	$C_{гр}$	Твердость H_B	Предел прочности σ_b в *кг/мм*²	Относительное удлинение δ в %
6	0,50	2,10	0,043	0,040	1,16	179	63,50	7,25
55	0,50	2,01	0,012	0,038	1,15	170	60,28	7,5
55	0,45	2,14	0,039	0,051	1,17	170	65,68	6,0

§ 3. ЛЕГИРОВАННАЯ СТАЛЬ

1. Общие сведения

Легированная сталь широко применяется в различных отраслях промышленности. Она используется для изготовления конструкционных деталей и деталей, к которым предъявляются специальные физико-химические и технологические требования, как, например, высокая износостойкость, жаропрочность, жаростойкость, коррозионная стойкость и др.

По количеству содержащихся легирующих элементов легированную сталь условно разделяют на три группы: низколегированную, среднелегированную и высоколегированную.

Микроструктура низколегированной стали мало отличается от микроструктуры углеродистой стали. Макростроение этой стали по сравнению с углеродистой сталью отличается более мелким зерном, что приводит к повышению механических свойств. Кроме того, легирующие элементы повышают прокаливаемость стали, что дает возможность улучшать механические свойства отливок за счет термической обработки.

Микроструктура среднелегированной и высоколегированной стали отличается от углеродистой стали тем, что в ней появляются новые структурные составляющие: аустенит, мартенсит, троостит, сорбит, которые придают стали особые свойства.

Примерный химический состав легированной стали некоторых марок приведен в табл. 10.

2. Марганцевая литейная сталь

На основе легирования марганцем в литейной практике применяют низколегированную сталь с содержанием марганца до 2% Mn; среднелегированную с содержанием 2,5—4,0% Mn и высоколегированную, содержащую до 20% Mn.

Низколегированная марганцевая сталь по своим литейным свойствам мало отличается от обычной углеродистой стали, но имеет более высокие механические свойства, чем углеродистая сталь (см. табл. 7). При дополнительном легировании этой стали другими элементами (Si, Cr, V, Ti, B, Mo и др.) механические свойства стали можно повысить: $\sigma_в$ до 75—85 *кг/мм*², $\sigma_з$ до 63—74 *кг/мм*², а отношение $\frac{\sigma_т}{\sigma_в} \cdot 100$ до 84—85%.

Среднемарганцевая сталь имеет повышенную износостойкость, из нее изготовляют литые детали, не требующие высоких пластических свойств: кулачки, шестерни, эксцентрики и др.

Большое распространение получила в промышленности высоко марганцевая сталь. Механические свойства стали после закалки приведены в табл. 7. Основная особенность этой стали состоит в том что она хорошо работает на износ с ударом. Режущим инструментом эта сталь обрабатывается с большим трудом.

Таблица 10

Химический состав и механические свойства легированных сталей

Наименование стали	Химический состав, %								Механические свойства			
	Si	Mn	Cr	Ni	Cu	Mo	$\sigma_в$ *кг/мм*²	$\frac{\sigma_т}{\sigma_в} \cdot 100$ %	$\sigma_т$ *кг/мм*²	δ %
Низколегированная хромистая	0,1—2,0	1,0—2,0	—	—	—	—	50	60	60	30—40
То же	0,15—0,3	1,1—1,6	—	—	—	—	70—80	40—45	60	12—28
Марганцевая	0,15—0,3	1,2—1,75	—	—	—	—	65—70	60—70	45	16—18
Хромистая	0,15—0,3	До 0,5	0,8—1,2	—	—	—	48—59	59	70	16—18
Хромистая	0,12—0,3	0,3—0,4	0,65—0,9	2,0—2,25	—	—	69—72	33—44	55—60	25—30
Медистая	0,1—0,2	0,3—0,45	0,5—1,5	—	0,3—2,5	—	55—80	50—60	До 80	15—20
Медистая	0,1—0,2	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Модифицированная	0,2—0,5	—	0,6—1,0	1,25—2,6	—	0,25—0,8	—	—	—	—
Хромоникелевая	0,2—0,5	—	—	—	—	—	—	—	—	—
Хромомолибденованадиевая	0,25—0,4	—	0,6—1,0	—	—	0,25—0,4	70	55	До 75	25
Никелемарганцевая	0,27—0,3	1,4—1,6	—	1,0—1,6	—	—	61—75	93—62	64—65	18—28
Аустенитная марганцевая	0,0—1,4	10,0—14,3	—	—	—	—	80—100	25—40	30—40	40—55
Аустенитная ванадиевая	0,34—0,4	17,5—20,0	1,0—13,0	—	—	—	—	—	—	—
Высокохромистая нержавеющая	0,1—0,3	0,5—1,0	0,4—0,7	13,0—18,0	—	—	—	—	—	—
Аустенитная хромоникелевая нержавеющая	0,1—0,4	0,8—1,0	0,4—0,6	17,0—19,0	7,0—9,0	—	—	—	—	—
Высокохромистая жаростойкая	0,6—0,8	0,3—0,7	0,3—0,5	24—26	0,8—1,5	—	55—64	—	—	1—2
Аустенитная хромистая жаростойкая	0,15—0,4	—	—	24—26	20	—	48—60	28—40	До 70	16—25
Кремнехромовая	0,4—0,6	2,0—3,0	—	8,6—9,5	—	—	—	—	—	—
Высокохромистая	0,5—0,8	14,5—16,0	0,3—0,8	—	—	—	35—4	—	—	—
Сталь РФ 1	0,3—0,5	15,0—18,0	0,3—0,6	—	1,0—1,8	—	—	—	—	—
	0,7—0,8	—	4,0	1,0	—	—	—	—	—	—

Температура плавления стали с увеличением содержания марганца понижается и для высокомарганцевой стали равна 1340°; температурный интервал затвердевания увеличивается до 100°; жидкотекучесть с повышением марганца увеличивается; заливка форм должна производиться быстро во избежание образования пленок и заворотов в отливках. Линейная усадка достигает 3%.

Для плавки высокомарганцевой стали применяют печи с основной футеровкой; для уменьшения пригара применяют нейтральные или основные формовочные материалы (хромовую руду, магнезит).

3. Кремнистая литейная сталь

Для изготовления фасонных отливок применяют низкокремнистую и высококремнистую сталь.

Низкокремнистая сталь идет для изготоваления различных конструкционных деталей и содержит до 2% Si, а высоколегированная кремнистая сталь используется для изготовления химически стойких отливок. Высококремнистые сплавы иногда называют высококремнистым чугуном.

Низкокремнистая сталь обладает хорошим сопротивлением деформациям и повышенной износостойкостью, изготовляют из нее шестерни, бегунки и другие износостойкие детали. Механические свойства приведены в табл. 10.

В высококремнистой стали содержится до 18% Si, вследствие чего она обладает высокой твердостью ($H_B \approx 500$) и большой хрупкостью.

Низколегированная кремнистая сталь больших трудностей при изготовлении отливок не представляет. Значительно труднее изготовлять отливки из высококремнистой стали. При изготовлении отливок из кремнистой стали необходимо учитывать, что с повышением содержания кремния температура плавления стали уменьшается и доходит для стали эвтектического состава до 1190°.

Кремнистая сталь обладает большей вязкостью, чем углеродистая, и в отливках часто образуются газовые раковины и неметаллические включения; сталь имеет большую объемную усадку. Высококремнистая сталь выпускается из печи при 1320—1340°, а заливается при 1220—1280°.

Низкокремнистая сталь обладает повышенной склонностью к образованию горячих трещин, поэтому формы и стержни должны быть податливыми. Вследствие большой склонности к образованию холодных трещин необходимо принимать меры к медленному и равномерному охлаждению отливок при низких температурах. Плавка ведется в печах с кислой футеровкой, с обязательной хорошей дегазацией сплава. В отдельных случаях плавка проводится с замораживанием.

4. Никелевая литейная сталь

Никелевая сталь является наиболее дефицитной, поэтому ее заменяют другими сталями или стремятся понизить содержание никеля присадкой других легирующих элементов.

В практике применяют низколегированную никелевую сталь с содержанием до 2% Ni, среднелегированную с содержанием никеля от 5% и высоколегированную с содержанием никеля до 30%.

Механические свойства низколегированной никелевой стали после термической обработки приведены в табл. 10. Сталь этой группы с низким содержанием углерода (0,09—0,15%) применяют для отливок, подвергающихся цементации.

В практике применяется большое количество конструкционных сталей, в которых для легирования, кроме никеля, добавляют марганец, молибден и ванадий.

Механические свойства никелемарганцевой стали приведены в табл. 10. Ванадий и молибден размельчают первичную структуру никелевой стали и обеспечивают получение в сложных литых деталях равномерного строения металла. Кроме того, молибден и ванадий улучшают прокаливаемость стали.

Среднелегированная никелевая сталь обладает коррозионной стойкостью в морской воде и имеет хорошую магнитную индукцию. Из этой стали изготовляют винты, детали электромашин и др.

Никелевая высоколегированная сталь с содержанием 10—25% Ni не имеет широкого применения; сталь эта имеет крупнозернистое строение, обладает большой хрупкостью и высокой твердостью ($H_B \approx 290° \div 300$). В большинстве случаев применяют никелевую сталь с добавкой других элементов (Cr, Cu, W, Si, Mn). Температурный интервал затвердевания никелевой стали небольшой, теплопроводность пониженная. Сталь обладает большей склонностью к образованию усадочных раковин и склонностью к образованию трещин по сравнению с углеродистой сталью.

5. Хромистая литейная сталь

Хром является менее дефицитным легирующим элементом, поэтому его широко применяют для легирования сталей. Применяется низколегированная хромистая сталь с содержанием Cr до 1—2%, среднелегированная (до 3—5% Cr) и высоколегированная (жаростойкая) с содержанием Cr до 30%.

Наибольшее распространение находит низколегированная хромистая сталь, в которой содержание углерода, марганца и хрома составляет около 2% (0,35—0,45% C) + (0,6—0,8 Mn) + (0,7—0,9% Cr).

Хромистая сталь подобного состава хорошо работает на истирание без удара. Механические свойства такой стали после закалки и отпуска приведены в табле 10. Для улучшения свойства стали при-

меняют дополнительное легирование другими элементами (Mo, V, W). Добавка вольфрама повышает значение σ_b до 125—190 *кг/мм*².

Среднелегированная хромистая сталь обладает устойчивостью против ряда химических реагентов, имеет более высокую прочность при повышенных температурах. Еще более высокими физико-химическими свойствами обладает высокохромистая сталь. Хромистая сталь с 13% Cr хорошо работает в условиях нагрева до 800°, а с содержанием до 30—35% Cr хорошо работает при температурах до 1100°. Эту сталь называют жаростойкой. С повышением содержания хрома понижается температура плавления и повышается вязкость. Для уменьшения литейных дефектов сталь перед заливкой перегревают и увеличивают скорость заполнения форм в 1,5 раза по сравнению с углеродистой сталью. Жидкотекучесть высокохромистой стали близка к жидкотекучести ковкого чугуна. Высоколегированная сталь обладает большой склонностью к образованию усадочных раковин и трещин.

Охлаждение деталей в интервале температур 400—600°, отлитых из стали ферритного класса, необходимо производить быстро, так как эта сталь обладает хрупкостью при 475°.

6. Хромоникелевая литейная сталь

Хромоникелевая легированная сталь находит самое широкое применение для изготовления литых деталей.

Низколегированная хромоникелевая сталь при подборе подлежащего химического состава и соответствующей термической обработки обеспечивает получение высокого предела прочности (до 120—160 *кг/мм*²). Низколегированную хромоникелевую сталь легируют дополнительно другими элементами (Mo, Mn и пр.).

Среднелегированная хромоникелевая сталь состава: 0,15—0,25% C; 2,5—3% Cr; 1,0—1,5 Ni; 0,3—0,4% Mo — применяется для массивных отливок, работающих на износ. В современной практике применяется большое количество высоколегированных хромоникелевых сталей, получивших название жаростойких или нержавеющих сталей типа 18/8, 25/20 и др.

Жидкотекучесть высоколегированной стали, изменяющаяся в зависимости от состава и температуры, ниже жидкотекучести углеродистой стали. Для лучшего заполнения формы сталь перегревают и применяют большую скорость заливки, в результате чего получается металл с крупнокристаллическим строением, что является наиболее опасным в отношении образования трещин. Поэтому для каждой отливки устанавливают оптимальную температуру заливки. Для отдельных марок стали с целью получения мелкокристаллического строения применяют модифицирование путем добавки в низколегированные стали силикокальция, алюминия, титана, ванадия, а в высоколегированные — титана, ниобия, циркония; кроме того, применяют продувку стали азотом.

Заливку хромоникелевой стали производят сифоном и металл подводят рассредоточенно, чтобы избежать местного перегрева.

Прибыли устанавливаются на отливках больших размеров, чем для углеродистой стали.

В отливках из хромоникелевой стали линейная усадка зависит от става стали. При этом необходимо учитывать, что эти стали обладают склонностью к образованию трещин как внутренних, так и ружных, поэтому формы и стержни должны быть податливыми.

7. Медистая литейная сталь

Легирование стали медью применяется для массивных отливок и от ивок тонкостенных сложной конфигурации с толщиной стенок 2—3 *мм*. Медистая сталь хорошо работает на износ, поэтому ее применяют для коленчатых валов, поршней и других деталей. Примерные механические свойства медистой стали приведены в табл. 10.

Медистая сталь обладает повышенной жидкотекучестью. Усадка медистой стали мало отличается от усадки обычной углеродистой стали. Для устранения трещин увеличивают содержание кремния и марганца в стали.

8. Вольфрамовая литейная сталь

В последние годы получила широкое распространение технология литья по выплавляемым моделям различного режущего инструмента из вольфрамовой стали.

Литой инструмент изготовляют из стали различных марок: Р, РФ1, РФ2, ЭИ262 и др. Ствль может быть карбидного и ледебуритного классов.

Наибольшая трудность, с которой встречаются при изготовлении литого инструмента, — это получение равномерного распределения карбидов по сечению отливки. Равномерное распределение карбидов достигается двумя путями: регулированием скорости охлаждения отливок и подбором соответствующего состава стали. Литой инструмент изготовляют с минимальным припуском на механическую обработку, так как верхняя корка отливки является наиболее ценной режущей частью. Вольфрамовая сталь дает большие усадочные раковины и имеет малую теплопроводность — примерно в 3 раза меньшую, чем углеродистая сталь.

ГЛАВА IV

ЧУГУН

Чугун представляет собой многокомпонентный сплав железа с углеродом и другими элементами. Он обладает сравнительно высокими механическими свойствами, сравнительно низкой температурой плавления и хорошими литейными свойствами. Поэтому он широко применяется при производстве различных фасонных литых деталей.

Изучение процессов, происходящих в чугуне в период затвердевания и в твердом состоянии, дало возможность значительно расширить области применения чугунного литья.

§ 1. ОСНОВЫ ПОЛУЧЕНИЯ ЧУГУНА

Механические свойства чугуна, как показывают современные исследования, зависят от характера образующейся металлической

Таблица 11

Механические свойства	Пластинчатый графит		Междендритный графит		Округленный графит	
	Перлитная структура	Ферритная структура	Перлитная структура	Ферритная структура	Перлитная структура	Ферритная структура
Предел прочности при растяжении σ_b в *кг/мм²*	18 -45	12 -18	15 25	10 15	50 80	30—45
Удлинение в %	0,2—0,5	0,3 1,0	0,2 -0,5	0,1—0,3	1 6	8—15
Предел прочности при изгибе σ_b в *кг/мм²*	36—80	24 36	32 45	24 32	75—140	—
Стрела прогиба f_{800} в *мм*	6—8	8 12	5—6	6—8	15—30	30
Предел прочности при сжатии σ_b в *кг/мм²* . . .	90—140	60—90	70—100	50—70	150 -250	
Ударная вязкость (образец 20×20 *мм* без надреза) a_k в *кгм/см²*	0,5—1,0	1,0—1,5	0,3—0,5	0,5 1,0	3—6	5—10
Модуль упругости E в *кг/мм²* . .	6000— —1400	5000— 1200	10 000— -15 000	8 000— -12 000	15 000— —20 000	14 000— —18 000

основы и от формы графитовых включений (табл. 11). Поэтому процессу образования различных структур и форм графита в чугуне уделяется большое внимание.

Если раньше пластинчатая форма графита получалась в сером чугуне, а шаровидная только в ковком чугуне после отжига, то в настоящее время шаровидную форму графита научились получать непосредственно в литом состоянии, путем добавки в жидкий чугун магния, церия и некоторых других элементов.

§ 2. ПРОЦЕСС ОБРАЗОВАНИЯ СТРУКТУРЫ ГРАФИТА

В настоящее время считают, что графит в чугуне может выделяться непосредственно из жидкого раствора в период затвердевания и в твердом состоянии.

Также считается общепризнанным, что графитизация является диффузионным процессом. Установлено, также что независимо от формы графит в чугуне имеет одинаковое кристаллическое строение.

Современные теории графитизации чугуна дают объяснение механизма образования графита; при этом особое внимание уделяется вопросу о том, что является ведущим звеном процесса: диффузия атомов углерода или самодиффузия атомов железа. Согласно первой теории главным ведущим звеном кристаллизации является диффузия углерода. Форма графита определяется условиями роста зародыша: графит шаровидной формы образуется в том случае, когда лимитирующим звеном роста зародыша является диффузия, а приток атомов углерода со всех сторон происходит с одинаковой и достаточно малой скоростью, меньшей чем возможная скорость роста граней графита; графит пластинчатой формы образуется в том случае, когда рост его происходит с разной скоростью в разных направлениях.

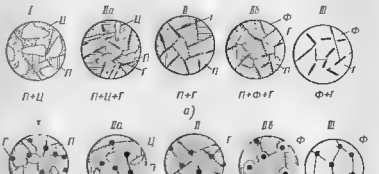
Согласно второй теории ведущим звеном процесса является самодиффузия атомов железа, а рость кристаллов графита является процессом подчиненным.

Графит шаровидной формы образуется в тех случаях, когда самодиффузия атомов железа имеет одинаковую скорость во всех направлениях; графит пластинчатой формы образуется в тех случаях, когда самодиффузия атомов железа происходит с разной скоростью в различных направлениях. Форма растущих включений графита (шаровидная или пластинчатая) будет определяться по этой теории не структурой самого графита, а формой полостей, создающихся за счет самодиффузии атомов железа.

Металлическая основа чугуна состоит из феррита, перлита, цементита и фосфидной эвтектики, в легированном чугуне могут содержаться аустенит, мартенсит, сорбит. Структура чугуна определяет его механические, физико-химические и технологические свойства. При этом различные соотношения структурных составляющих в чугуне придают ему разные свойства.

Феррит представляет собой твердый раствор углерода в α-железе. Предел прочности феррита 36 *кг/мм*²; удлинение 40%; твердость $H_B = 100$; удельный вес 7,86. Свойства феррита в чугуне изменяются при введении в чугун различных добавок.

Цементит является химическим соединением железа и углерода[1] с концентрацией до 6,67% С. Это соединение неустойчиво: ниже критических температур распадается на феррит и графит, а выше критических на аустенит и графит. Цементит обладает высокой твердостью, достигающей $H_B = 800$.



Фиг. 36. Схемы различных структур чугуна с пластинчатым (*а*) и шаровидным (*б*) графитом:
П — перлит; *Ц* — цементит; *Ф* — феррит; *Г* — графит.

Перлит является главной структурной составляющей большинства машиностроительных чугунов. Перлит состоит из смеси феррита и цементита. Количество связанного углерода в перлите достигает 0,85%. Предел прочности перлита 85 *кг/мм*², удлинение 15—20%, твердость $H_B \approx 200$, удельный вес 7,85. Перлит может быть пластинчатым или сорбитообразным.

Фосфидная эвтектика может быть двойная (Fe + Fe_3P) или тройная (Fe + Fe_3P + Fe_3C). Фосфидная эвтектика — легкоплавкое вещество, затвердевающее в чугунах в последнюю очередь. Фосфидная эвтектика снижает пластические свойства чугуна и повышает его твердость. Аустенит представляет собой твердый раствор углерода в γ-железе. Твердость аустенита $H_B = 160 \div 180$.

Аустенит в обычном чугуне распадается, а в легированном чугуне может сохраняться при обычных температурах. Аустенитные чугуны обладают немагнитностью, жаростойкостью и химической стойкостью.

[1] Отдельные авторы считают, что цементит является твердым раствором переменного состава.

Мартенсит является твердым раствором карбида железа в α-железе. Мартенсит обладает повышенной твердостью $H_B \approx 350 \div 500$ и износостойкостью; предел прочности его равен 25 -50 *кг/мм*².

Сорбит получается в результате распада троостита. Предел прочности троостита равен 100 *кг/мм*², удлинение равно 15%, твердость $H_B = 300$.

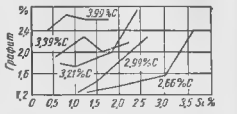
Условно схемы структур чугуна с пластинчатым и шаровидным графитом показаны на фиг. 36.

Из представленной схемы видно, что образование той или иной структуры чугуна будет зависеть от количества связанного и свободного углерода. Свободный углерод находится в чугуне в виде графита (пластинок или глобулей), а связанный углерод — в цементите или перлите.

Основными факторами, влияющими на выделение углерода в виде графита в чугуне, являются состав чугуна, условия плавки и скорость охлаждения отливки.

1. Влияние постоянных и специальных примесей на графитизацию

Находящиеся в чугуне примеси разделяют на две группы: постоянные (C, Si, Mn, P и S) и легирующие (Cr, Ni, Cu, V, Ti, Mo, Al, Mg, Ca, Ba и др.) Легирующими примесями могут быть Si и Mn, если они входят в чугун в большем количестве, чем это принято для обычного чугуна. Регулирование графитовыделения осуществляют путем введения в состав чугуна соответствующих элементов и скорости охлаждения отливки.



Фиг. 37. Влияние углерода и кремния на графитизацию чугуна.

Углерод и кремний увеличивают графитизацию чугуна, поэтому их влияние на структуру чугуна во многих случаях рассматривают совместно, но проявляется это влияние неодинаково. В белом чугуне (фиг. 36, *I*) кремний действует на графитовыделение примерно в 2 раза сильнее, чем углерод, поэтому содержание их подбирается исходя из того, что суммы C + 2Si = const, в ферритном чугуне (фиг. 36, *III*) кремний действует в 2 раза слабее углерода, поэтому содержание их подбирается, исходя из суммы C + 0,5Si = const. Совместное влияние кремния и углерода на выделение графита в чугуне показано на фиг. 37.

Кремний вытесняет углерод из жидкого и твердого растворов и уменьшает растворимость углерода. При содержании кремния 5% эвтектическая концентрация углерода в чугуне составляет 3%. Кроме того, кремний может взаимодействовать с цементитом $Fe_3C + Si = Fe_3Si + C$. При этом Fe_3Si растворяется в железе, а углерод выделяется в свободном виде. Кремний способствует выделению

графита только при определенном содержании (около 2 - 2,5%). Как правило, графитизирующие элементы укрупняют выделения графита.

Марганец образует карбиды с углеродом (Mn_3C) и препятствует графитизации

Часть марганца расходуется на образование соединений MnS и MnO, тем самым нейтрализуется вредное влияние серы и кислорода.

Влияние серы на графитизацию чугуна может быть различным. При отсутствии марганца и других элементов, связывающих серу (Al, Zr, Ce, Mg, Cu и др.), она может образовывать тройную эвтектику (C, Fe, S); может давать легкоплавкие сульфиды с железом FeS или тугоплавкие с марганцем, железом и серой (FeMnS).

Таким образом, сера уменьшает графитизацию.

Фосфор не оказывает значительного влияния на графитизацию и является почти нейтральным элементом.

Влияние легирующих элементов на графитизацию чугуна изучалось как в качественном, так и в количественном отношении. При качественной оценке элементов их разделяют на графитизирующие, нейтральные и задерживающие графитизацию. Количественная оценка графитизирующей способности легирующих элементов определяется коэффициентами графитизации. Наиболее употребительные элементы имеют следующие коэффициенты графитизации:

Графитизирующие элементы (плюс)	Коэффициент графитизации	Элементы, задерживающие графитизацию (минус)	Коэффициент графитизации
Al	+10	B	—3
Ti	+3	V	—2
Si	+1	Cr	—1,5
C	+1	S	—1
Ni	+0,5	Mo	—0,7
W	+0,25	Sn	—0,5
P	+0,20	Pb	—0,15
		Mn	—0,1

В отдельных случаях количественная характеристика влияния легирующих элементов на графитизацию дается в виде графиков.

Многими исследователями делаются попытки увязать графитизирующее действие элементов с их положением в таблице Менделеева или с величиной их атомного веса или электронного строения атомов, но окончательно этот вопрос еще не разрешен.

При рассмотрении графитизирующей способности элементов следует учитывать их влияние также на литейные, технологические и механические свойства чугуна.

Качественная характеристика влияния отдельных элементов на свойства чугуна приводится в табл. 12.

Таблица 12

Свойства чугуна

Элементы	Точка затвердевания	Жидкотекучесть	Усадка	Линейная усадка	Сопротивление истиранию	Твердость	Хрупкость
Углерод: а) в форме графита	Понижает до эвтектического содержания, далее повышает	Повышает до эвтектического содержания, далее понижает	Уменьшает	Уменьшает	Увеличивает	Уменьшает	Уменьшает
б) в форме цементита			Увеличивает	Увеличивает	При содержании 0,5% увеличивает, далее уменьшает	Увеличивает	Увеличивает
Кремний (присутствующий до 0,9%)	Понижает	Повышает	Уменьшает	Уменьшает	Уменьшает	Уменьшает	Уменьшает
Марганец	Не влияет	»	Несколько увеличивает (при содержании свыше 1%)	Несколько увеличивает	Увеличивает	Увеличивает	Увеличивает
Фосфор	Понижает	Понижает	Уменьшает	Уменьшает	Уменьшает	»	»
Сера	Не влияет	Несколько повышает	Увеличивает	Увеличивает	Увеличивает (до образования отбела), далее уменьшает	»	»
Хром (до 1%)	Тоже	То же	»	»	»	»	»
Никель (до 3%)	Понижает	Повышает	Не влияет	Не влияет	Увеличивает	Увеличивает	Уменьшает
Медь (до 0,5%)	»	»	»	»	Немного увеличивает	»	Не влияет

2. Влияние перегрева на графитизацию

Центрами графитизации, как указывалось ранее, могут служить активные неметаллические включения и остатки нерастворившегося графита.

Имеющиеся в чугуне «готовые» центры кристаллизации приводят к росту графитовых включений. Если же в чугуне в момент охлаждения нет посторонних центров графитизации, то процесс образования графита и затвердевания начинается позднее, когда чугун уже переохладится ниже нормальной температуры затвердевания.

Такое переохлаждение приводит к самопроизвольному образованию большого числа центров кристаллизации. Образующиеся вокруг них графитовые включения получаются более мелкими, с равномерным распределением. Повышение механических свойств чугуна происходит только при достижении определенной степени переохлаждения; дальнейшее увеличение переохлаждения приводит к образованию сетчатого и междендритного графита и понижению механических свойств чугуна.

Достигнуть равномерного распределения графита в виде мелких включений можно значительным перегревом чугуна.

Перегрев чугуна до высоких температур (1450—1600°) приводит к более полному растворению графитовых включений, лучшему удалению всех неметаллических включений. Кроме того, перегрев уменьшает склонность чугуна к графитизации, измельчает графитовые включения и увеличивает количество связанного углерода в чугуне.

Чем больше содержится в чугуне углерода и кремния, тем более высокий перегрев чугуна требуется. Практически температура чугуна не превышает 1450°. Слишком высокий перегрев ухудшает качества чугуна вследствие неблагоприятного выделения графита по границам зерен.

В настоящее время перегреву чугуна в литейном производстве уделяется большое внимание, для этой цели при плавке в вагранке применяют рекуператоры, кислородное дутье и подачу кислорода в копильник или на желоб вагранки и т. п.

3. Влияние выдержки чугуна при плавке на графитизацию

Повышения качества чугунного литья можно достигнуть длительной выдержкой чугуна в жидком состоянии. Этот метод основан на том, что графитовые включения при выдержке растворяются, и чем длительнее выдержка, тем более полно происходит растворение графитовых включений.

Длительность выдержки зависит от температуры чугуна и колеблется в пределах 20—30 мин.

При выдержке чугуна из него выделяются неметаллические включения; при последующей кристаллизации чугун будет затвердевать с переохлаждением, что обеспечит равномерное распределение графита.

4. Влияние скорости охлаждения на графитизацию

Скорость охлаждения чугуна оказывает существенное влияние на количество выделяющегося свободного углерода, на размеры и форму графита и структуру металлической основы. При одном и том же химическом составе в отливке с тонкими стенками может быть цементит, в то время как в отливке с толстой стенкой может быть структура серого чугуна со значительным количеством графита.

Механические свойства чугуна изменяются не только с изменением толщины стенки, но и по сечению отливки. Если, например, принять для внешней поверхности отливки диаметром 120 *мм* предел прочности за 100%, то в средней части отливки величина предела прочности составит только 80%.

Из технологических факторов, влияющих на скорость охлаждения и графитизацию чугуна, следует отметить: температуру заливки, материал и температуру формы.

Температура заливки оказывает влияние на графитизацию в комплексе с другими факторами.

Для тонкостенных отливок она может быть более высокая, чем для толстостенных. Высокая температура заливки уменьшает скорость охлаждения, что приводит к росту графитовых включений и снижению механических свойств.

При более низком содержании углерода и кремния в чугуне заливка может производиться при более высокой температуре, так как такой чугун обладает меньшей склонностью к графитизации.

Материал формы также влияет на скорость охлаждения и механические свойства отливок; чем меньше его теплопроводность, тем выше получаются механические свойства

Быстрое охлаждение чугунных отливок в металлических формах часто приводит к образованию междендритного графита, что, в свою очередь, приводит к понижению механических свойств. Для устранения образования междендритного графита необходимо брать более высокое содержание углерода и кремния или применять чугун с малой суммой углерода и кремния. Такой чугун в литом состоянии получится белым (см. фиг. 36, *I*) или половинчатым (фиг. 36, *II*, *а*). После охлаждения такой чугун подвергается отжигу.

§ 3. КЛАССИФИКАЦИЯ СЕРОГО И МОДИФИЦИРОВАННОГО ЧУГУНА

Согласно ГОСТ 1412-54, простой нелегированный чугун разделяется на марки по механическим свойствам: пределу прочности при растяжении, изгибе, сжатии, стреле прогиба и твердости.

Химический состав чугуна и специальные свойства обычно обусловливаются техническими условиями на конкретные литые детали.

Дополнительные требования к отливкам, в зависимости от группы литья, могут быть следующие: повышенная плотность для деталей, работающих под воздушным или гидравлическим давлением,

Таблица 13

Марка	Химический состав в %							Предел прочности в кг/мм²: при растяжении	при изгибе	Стрела прогиба для образца диам. 30 мм и длиной 600 мм в мм	Предел прочности при сжатии в кг/мм²	Твердость H_B	Характеристика и назначение чугуна
	Углерод	Кремний	Марганец	Фосфор	Сера	Хром	Никель						
СЧ 00	3,0—3,5	1,8—2,4	0,5—1,0	До 0,6	До 0,15	До 0,15	До 0,50	Не определяются					Применяется для неответственного машиностроительного литья, без всяких требований по механическим свойствам; требуется только отсутствие отбела, препятствующего механической обработке
СЧ 12-28	3,3—3,6	2,2—2,5	0,6—1,0	До 0,40	До 0,15	До 0,15	До 0,50	12	28	6(2)	50	143—229	Обладает малой склонностью к отбелу в тонких сечениях. Применяется для неответственного литья с толщиной стенок до 15 *мм* и для литья с большей толщиной стенок при пониженных требованиях по прочности
СЧ 15		2, [illegible]	1,1	До 0,40	До [illegible]	До 0,15	До	15	32	8(2,5)	65	163—229	Обладает низкой ростоустойчивостью. Литейные свойства хорошие. Применяется для малоответственного литья с толщиной стенок 6—25 *мм*
СЧ 18-36	3,1—3,4	1,7—2,1	0,8—1,2	До 0,30	До 0,15	До 0,30	До 0,50	18	36	8(2,5)	70	170—229	Обладает удовлетворительной прочностью в сечениях 8—25 *мм* и в этих пределах сохраняет структуру, близкую к перлитной. Ростоустойчивость ограниченная. Литейные свойства хорошие. Применяется для ответственного литья при указанной толщине стенок
СЧ 21-40	3,0—3,3	1,3—1,7	0,8—1,2	До 0,30	До 0,15	До 0,30	До 0,50	21	40	9(3)	75	170—241	Обладает удовлетворительной прочностью в сечениях 10—30 *мм* и в этих пределах сохраняет структуру, близкую к перлитной. Ростоустойчивость ограниченная. Литейные свойства хорошие. Применяется для изготовления ответственного литья при указанной толщине стенок или для менее ответственного литья при большей толщине стенок

Продолжение табл. 13

Марка	Химический состав в %							Предел прочности в кг/мм² при растяжении	при изгибе	Стрела прогиба для образца длиной 600 мм в мм, не менее	Предел прочности при сжатии в кг/мм²	Твердость H_B	Характеристика и назначение чугуна
	Углерод	Кремний	Марганец	Фосфор	Сера	Хром	Никель						
СЧ 24-44	2.9—3.2	1,2—1,6	0,8—1,2	До 0,20	До 0,15	До 0,30	До 0,50	24	44	9(3)		170—241	Обладает хорошей прочностью в стенках толщиной 20—40 мм, а в этих пределах сохраняет структуру, близкую к перлитной. Сопротивление износу при трении удовлетворительное. Ростоустойчивость хорошая. Литейные свойства невысокие. Применяется для ответственного машиностроительного литья
СЧ 28-48	2.8—3.1	1,1—1,5	0,8—1,2	До 0,20	До 0,12	До 0,30	До 0,50	28		9(3)	100	170—241	Применяется для ответственного высоконагруженного литья с толщиной стенок 20—100 мм (цилиндры, шестерни, рамы с толщиной стенок 20—60 мм)
СЧ 32-52	2.7—3.0	1,1—1,5	0,8—1,2	До 0,20	До 0,12	До 0,...	До ...	...	52	9(3)	110	197—248	Применяется для ответственного высоконагруженного литья с толщиной стенок 20—100 мм (цилиндры, крышки, цепные звездочки малые коленчатые валы и т. д.)
СЧ 35-56	2.6—2.9	1,1—1,5 С повышенным содержанием марганца	1,0—1,4	До 0,20	До 0,12	До 0,50	До 0,50	35	56	9(3)	120	197—248	Применяется для ответственного тяжело нагруженного литья с толщиной стенок не менее 20 мм (крупные и толстостенные втулки, шестерни, крупные коленчатые валы мощных двигателей и т. д.)
		1,3—1,8 С повышенным содержанием хрома	0,8—1,2	До 0,20	До 0,12	0,3—0,5	До 0,50						
СЧ 38-60	2.5—2.8	1,1—1,3 С повышенным содержанием марганца	1,0—1,4	До 0,20	До 0,12	До 0,30	До 0,50	38	60	9(3)	130	207—248	То же для наиболее толстостенных и тяжело нагруженных отливок
		1,3—1,8	0,8—1,2	До 0,20	До 0,12	0,3—0,5	До 0,50						

повышенная износостойкость для деталей, работающих на трение
жаропрочность для деталей, работающих при повышенных температурах; жаростойкость для деталей, находящихся в окислительной среде при высоких температурах.

К чугунным отливкам, кроме перечисленных требований, могут также предъявляться и другие, более специфические требования: упругость — для поршневых колец; отсутствие коробления — для станин и других деталей; коррозионная стойкость — для деталей химической промышленности.

В табл. 13 дана характеристика механических свойств чугуна различных марок по ГОСТ, кроме того, указаны примерный химический состав и назначение отдельных марок чугуна.

Для получения надлежащих механических и эксплуатационных свойств чугун каждой марки должен иметь определенную структуру. Так, например, чугун марки СЧ 15-32 должен содержать не менее 40% перлита, не более 9—11% графита и 51—49% феррита а чугун марки СЧ 28-48, который идет для ответственных деталей, должен содержать не менее 86% перлита, не более 3—5% графита и 12—10% феррита.

Классификацией структур охвачены графит, перлит, феррит цементит и фосфидная эвтектика.

При выборе соответствующей марки чугуна для различных отливок со специальными свойствами необходимо учитывать влияние отдельных элементов и структурных составляющих чугуна на его специальные свойства.

Чугун при нагревании до 400° мало изменяет предел прочности, относительное удлинение и твердость. Это позволяет применять его в ряде случаев в качестве жаропрочного конструкционного материала.

Из чугуна изготовляют элементы сопротивления, при этом необходимо учитывать, что чугуны с повышенным содержанием углерода и кремния уменьшают электропроводность и увеличивают электросопротивление.

Химическая стойкость чугуна зависит от структуры. Так, чугун со структурой IIа (фиг. 36), в которой имеется цемент, и белый чугун I обладают лучшей сопротивляемостью коррозии, действию азотной и соляной кислот, чем чугуны II, IIб и III.

При изготовлении литых деталей из чугуна обращают внимание на его обрабатываемость режущим инструментом. Обрабатываемость ухудшается с повышением твердости и предела прочности, поэтому во многих случаях в технических условиях на литье оговариваются показатели твердости.

1. Методы получения высококачественного чугуна

Установлено, что максимальной механической прочностью обладает перлитный чугун (фиг. 36, *II*), в котором преобладающей структурой металлической основы является перлит.

Графитовые включения высококачественного чугуна должны иметь возможно более дисперсную форму и равномерное распределение. Помимо механической прочности, этот чугун должен иметь одинаковую структуру в тонких и толстых частях отливки.

Для получения чугуна с перлитной структурой (фиг. 36, *II*) необходимо иметь связанного углерода не менее 0,80—0,85% и не более 0,9%. При меньшем содержании связанного углерода будет получаться серый чугун с ферритографитовой структурой (фиг. 36, *IIб*). Если в чугуне окажется связанного углерода больше, чем 0,9%, то чугун будет содержать цементит (фиг. 36, *IIа*). Чугун с избыточным количеством связанного углерода обладает высокой твердостью и его трудно механически обрабатывать, а в тонких частях отливки может получиться структура белого чугуна (фиг. 36, *I*).

Перлитный высококачественный чугун с пластинчатым графитом может быть получен несколькими способами.

Первый способ. Выбирают чугун с малым содержанием графитизирующих веществ (C + Si < 4%) и заливают его в подогретые формы. При этом способе используется замедленное охлаждение отливки для того чтобы часть углерода выделилась в виде графита, а часть (в количестве 0,85%) осталась в связанном виде в перлите. Этот способ в промышленности почти не получил распространения. Частично первый способ может быть использован при литье деталей по выплавляемым моделям, так как в этом случае чугун заливают в разогретые формы.

Второй способ. Выбирают чугун с пониженным содержанием графитизирующих веществ (C + Si — 4,2 ÷ 5,2%) и производят модифицирование. В результате, как указывалось ранее, достигается образование перлитной структуры с равномерным распределением графита. Последнее обеспечивает высокие механические свойства чугуна (табл. 10). Этот метод производства высококачественного чугуна получил широкое распространение в нашей промышленности.

Третий способ. Выбирается чугун с большой суммой графитизирующих веществ (C + Si 6,5%). При охлаждении такого чугуна образуется структура *IIб* или *III* (фиг. 36), т. е. почти весь углерод выделяется в свободном виде. Третий способ получения высококачественных отливок получил широкое распространение в нашей промышленности.

Для получения перлитной структуры чугун этого состава необходимо подвергнуть быстрому охлаждению. Практически это достигается при литье чугуна в металлические формы. Быстрое охлаждение затормаживает выделение свободного углерода и рост графитовых включений.

Четвертый способ получения высококачественного чугуна состоит в добавке в состав чугуна легирующих элементов.

2. Модифицирование чугуна

Модифицированием называется обработка жидких сплавов малыми добавками тех или иных элементов, приводящая к такому изменению формы и размеров первичных кристаллов, которое обеспечивает повышение механических и других свойств металла.

Различают два вида процессов, которые протекают в металле при введении модификаторов: 1) образование на поверхности кристаллов активных пленок, препятствующих росту кристаллов; 2) измельчение зерен структуры сплава или образование зародышей - центров кристаллизации.

Модифицирование широко применяется в современной практике литейного производства.

Модифицирующие добавки вводятся в низкоуглеродистый чугун, в котором мало центров графитизации. Такой чугун без модифицирования затвердевает белым (фиг. 36, *I*) или отбеленным (фиг. 36, *IIa*). Жидкий чугун перед модифицированием необходимо нагревать до более высоких температур и очищать от окислов, шлаков и газов. Хорошие результаты при модифицировании обычного чугуна достигаются после продувки его кислородом.

По гораздо проще осуществить процесс модифицирования, если взять для этой цели исходный чугун, в котором склонность к графитизации понижена. Такой чугун без модифицирования затвердеет с образованием структур *IIa* или *I* (фиг. 36). Введение модифицирующих добавок в такой чугун приведет к образованию искусственных центров кристаллизации, и углерод успеет выделиться из раствора в достаточном количестве, но вырасти до значительных включений не успеет.

Процессы, происходящие при модифицировании чугунов, в настоящее время еще недостаточно изучены. Считают, что при получении модифицированных чугунов с пластинчатым графитом главную роль играют зародыши - центры кристаллизации. Полагают, что при получении модифицированного чугуна с шаровидным графитом главную роль играют поверхностно активные пленки.

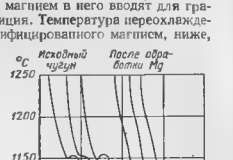
Модифицирование серого чугуна с пластинчатым графитом производится различными добавками (Al, Si, Ca и др.)

Механические свойства и примерный химический состав модифицированного чугуна СЧ 32-52, СЧ 35-56, СЧ 38 60 приведены в табл. 10.

В современной практике литейного производства большое значение приобретает процесс модифицирования чугунов с целью получения в чугуне шаровидного графита. Для модифицирования чугунов с целью получения шаровидного графита берутся чугуны с большой суммой углерода и кремния (C + Si = 5,2—6,5%).

Пары магния рафинируют чугун и освобождают его от значительного количества газов.

Обработка чугуна магнием является чрезвычайно эффективным методом подготовки чугуна для модифицирования графитизирующими добавками. После обработки чугуна магнием в него вводят для графитизации кремний в виде ферросилиция. Температура переохлаждения при затвердевании чугуна, модифицированного магнием, ниже, чем этого же чугуна, не обработанного магнием (фиг. 38).



Фиг. 38. Кривые затвердевания чугуна

При модифицировании чугуна необходимо иметь в виду, что эффект модифицирования постепенно исчезает при длительном выдерживании чугуна в ковше. Объясняется это тем, что мелкодисперсные графитизирующие включения дезактивируются и перестают служить зародышами. Графитовые включения укрупняются до значительных размеров, и отливка вновь приобретает свойства обычного серого чугуна. Поэтому модифицирование для крупных отливок ведется непосредственно перед заливкой.

Метод модифицирования является одним из главных и важнейших технологических процессов, который дает возможность воздействовать на процессы графитизации и получать чугун с высокими механическими свойствами.

§ 4. ВЫСОКОПРОЧНЫЙ ЧУГУН С ШАРОВИДНЫМ ГРАФИТОМ

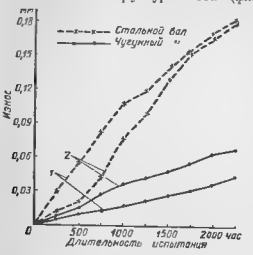
1. Общие понятия

Чугун с шаровидным графитом сочетает в себе свойства чугуна и свойства стали; он обладает высокими механическими свойствами, значительной вязкостью, имеет удлинение, доходящее до 20%. Кроме высоких механических свойств, чугун с шаровидным графитом обладает целым рядом ценных физико-химических свойств, может широко использоваться при изготовлении машиностроительных деталей.

Так, например, при выдержке в печи при 700° в течение 300 час. отливки из чугуна с шаровидным графитом дают рост, в 3 раза меньший по сравнению с отливками из модифицированного чугуна пластинчатым графитом. При нагревании до 500° почти не изменяется предел прочности и только при нагревании выше 700° он резко снижается и сравнивается с пределом прочности модифицированного чугуна с пластинчатым графитом.

Микроструктура высокопрочного чугуна с шаровидным графитом может быть перлитной, перлито-ферритной, феррито-перлитной и ферритной. Схематически она показана на фиг. 36, *б*.

Отливки со структурой *IIа* (фиг. 36) используют в промышленности в термически обработанном виде.



Фиг. 39. Динамика износа стальных и чугунных коленчатых валов двигателя:
1 — шатунные шейки; *2* — коренные шейки.

Перлитный чугун с шаровидным графитом обладает невысокими пластическими свойствами, но ферритный чугун имеет высокие пластические свойства, хотя предел прочности этого чугуна ниже, чем у перлитного чугуна. Перлитный чугун обладает более высокой износостойкостью, чем ферритный.

На фиг. 39 дана динамика износа стальных и чугунных коленчатых валов двигателя. В современной практике большое количество литых деталей изготовляют из перлитного чугуна с шаровидным графитом. Так, например, поршни из перлитного чугуна с шаровидным графитом выдерживают пробег 70000 *км*, тогда как лучшие поршни валовой продукции из модифицированного чугуна с пластинчатым графитом выдерживают пробег 25 000 – 30 000 *км*.

2. Классификация высокопрочного чугуна

Высокопрочный чугун с шаровидным графитом классифицируется согласно ГОСТ 7293-54 (табл. 14).

Как видно из табл. 14, основными показателями для этого чугуна являются предел прочности при растяжении, относительное удлинение, ударная вязкость, твердость и условный предел текучести при растяжении. Химический состав для этого чугуна является факультативным.

Механические свойства чугуна определяются на образцах, вырезанных из трефообразных проб, которые, в зависимости от технологического процесса литья, могут заливаться в песчаные или металлические формы.

Чугун марки ВЧ 45-0 характеризуется низшим значением предела прочности при растяжении σ_b = 45 *кг/мм*², но в отливках значения σ_b колеблются в пределах 45 – 55 *кг/мм*².

Таблица 14

Марки чугуна	Механические свойства				
	Предел прочности при растяжении в *кг/мм*²	Условный предел текучести при растяжении в *кг/мм*²	Относительное удлинение в %	Ударная вязкость в *кгм/см*²	Твердость по Бринелю H_B
	Не менее				
ВЧ 45–0	45	36			187—255
ВЧ 50—1,5	50	38	1,5	1,5	187 255
ВЧ 60–2	60	42	2,0	1,5	197 269
ВЧ 45—5	45	33	5,0	2,0	170 207
ВЧ 40–10	40	30	10	3,0	156—197

Величины удлинения и ударной вязкости для отливок из чугуна этой марки не регламентируются.

Чугун марки ВЧ 60 –1,5 характеризуется низшим значением предела прочности при растяжении σ_b = 60 *кг/мм*², удлинения δ = = 1,5% и ударной вязкости a_k = 1,5 *кгм/см*², но практически эти величины колеблются в следующих пределах: σ_b = 50 ÷ 60 *кг/мм*²; δ 1,5 ÷ 4%; a_k — до 3,5 *кгм/см*².

Чугун марки ВЧ 60-2 также характеризуется нижним значением показателей предела прочности при растяжении, удлинения и ударной вязкости, а практически эти показатели колеблются в пределах: σ_b = 60 ÷ 70 *кг/мм*², δ 2 : 3%; a_k — до 3,5 *кгм/см*².

Чугун марок ВЧ 45-0; ВЧ 60-1,5 и ВЧ 60-2 относится к перлитному классу, так как в структуре этого чугуна преобладающую часть составляет перлит. Высокопрочный чугун марок ВЧ 45-5 и ВЧ 40-10 относится к ферритному классу, так как в структуре чугуна преобладает феррит.

Чугун марки ВЧ 45-5 характеризуется низшим значением удлинения при растяжении δ 5% и ударной вязкости a_k = 2,0 *кгм/см*². Но практически величины этих значений в отливках из этого чугуна могут колебаться в пределах: δ 5 9%; a_k 2,0 5,0 *кгм/см*², а пределы прочности при растяжении σ_b = 45 ÷ 55 *кг/мм*². Высокие значения удлинения в литом состоянии получаются при низком содержании фосфора (ниже 0,12%). При содержании фосфора до ,16% это значение удлинения можно получить применением термической обработки.

Показатели пластических свойств, характеризующие чугун марки ВЧ 40-10, получаются путем отжига перлито-ферритного чугуна с шаровидным графитом при температурах интервала перлитного превращения. Наибольшее значение пластичности в чугуне этой

марки достигается при содержании фосфора ниже 0,12%. С понижением содержания фосфора пластические свойства повышаются. Практически значения величин, характеризующих чугун этой марки, колеблются в пределах: $\delta = 10 \div 20\%$; $a_k = 3 \div 10$ *кгм/см²*; $\sigma_b = 40 \div 50$ *кг/мм²*.

Чугун с шаровидным графитом отличается повышенной однородностью по сечению отливок, в том числе и толстостенных отливок. По высоте отливок этот чугун обладает несколько большей неоднородностью, объясняемой ликвационными явлениями.

3. Литейные свойства высокопрочного чугуна

Высокопрочный чугун в настоящее время широко внедряется в промышленность, но для правильной разработки технологических процессов литья необходимо учитывать его специфические литейные свойства.

Свободная линейная усадка обработанного магнием чугуна колеблется в пределах 0,5—1,2%.

При наличии в структуре чугуна структурно-свободного цементита величина свободной линейной усадки возрастает до 1,75% и выше.

Объемная усадка высокопрочного чугуна сильно отличается от объемной усадки серого чугуна и близка по своему значению к объемной усадке стали. Поэтому отливки из чугуна, обработанного магнием, имеют склонность к образованию усадочных раковин в массивных частях отливок, усадочной рыхлости в тепловых узлах и в центральной части отливки, поверхностных утяжин на плоских отливках. В табл. 15 приведены сравнительные данные по величине усадочных раковин в зависимости от температуры заливки и количества магния в чугуне.

Величина усадочных раковин зависит от содержания углерода, кремния, температуры заливки и степени графитизации чугуна. Для отливок с толщиной стенок 10—40 *мм* при $C + Si = 6\%$ обра-

Таблица 15

Содержание магния в %	Общий объем образца в *см³*	Вес образца в *г*	Удельный вес металла в *г/см³*	Объем металла в образце в *см³*	Объем усадочной раковины		Температура заливки
					в *см³*	в %	
Исходный чугун	1377	9013	6,801	1325,24	51,76	3,76	1280
0,034	1360	9057	7,214	1261,35	88,65	6,70	1240
0,075	1351	8945	7,371	1213,50	137,50	10,18	1240
0,080	1376	9110	7,392	1232,22	143,78	10,42	1250
0,106	1330	8946	7,201	1238,10	92,10	6,90	1220
0,117	1298	8682	7,211	1206,12	94,08	7,25	1200

чаются усадочные раковины, а при $C + Si = 6,5 : 7,2\%$ опасность образования усадочных раковин значительно уменьшается.

Жидкотекучесть магниевого чугуна практически такая же, как обычного серого чугуна. Жидкотекучесть повышается с увеличением содержания углерода и кремния в чугуне. При этом повышение содержания углерода сильнее влияет на жидкотекучесть, чем повышение содержания кремния. Это объясняется тем, что резко изменяется степень эвтектичности ($C + \frac{1}{3} Si$). Изменение жидкотекучести в зависимости от содержания углерода приведено в табл. 16.

Таблица 16

Химический состав в %				Температура заливки в °С	Длина залитой пробы в *мм*
C	Si	$C + Si$	$C + \frac{1}{3} Si$		
2,42	3,36	5,78	3,54	1250	312
2,70	3,37	6,07	3,82	1270	356
3,91	3,28	6,19	4,00	1260	612
3,60	3,27	6,87	4,69	1250	1235
4,01	3,27	7,28	5,10	1270	1192

Отливки из чугуна, обработанного магнием, обладают склонностью к отбеливанию в тонких стенках. Для снижения отбеливания содержание $C + Si$ для отливок с толщиной стенок 6—8 *мм* повышают до 7—7,2%; сечение литниковой системы увеличивают до 30% по сравнению с расчетными данными для серых чугунов, чтобы компенсировать понижение температуры, неизбежно получаемое при обработке чугуна магнием и кремнием.

Отливки из чугуна с шаровидным графитом имеют значительно меньшую склонность к образованию горячих трещин по сравнению с отливками из стали.

В отливках, имеющих резкие переходы от одного сечения к другому, а также в отливках с большим количеством стержней при плохой податливости последних, образуются холодные трещины.

Образование холодных трещин связано с тем, что чугун с шаровидным графитом имеет более высокие внутренние напряжения по сравнению с серым чугуном с пластинчатым графитом. Более высокие внутренние напряжения являются следствием более высокого модуля упругости и низкой теплопроводности высокопрочного чугуна.

Внутренние напряжения можно снижать отжигом при температуре 550°. При этом напряжения резко снижаются в начальный момент, примерно при выдержке 2—3 часа, далее они медленно и незначительно понижаются.

Высокопрочный чугун легко поддается механической обработке инструментом, изготовленным из сплавов ВК6, ВК2 или керамическими резцами ЦМ 332.

4. Эксплуатационные свойства

Высокопрочный чугун имеет более высокие эксплуатационные свойства по сравнению с обычным и модифицированным чугуном, углеродистой сталью и некоторыми другими сплавами

Этот чугун обладает в 4 раза большей ростоустойчивостью по сравнению с чугуном с пластинчатым графитом. Окалиностойкость чугуна с шаровидным графитом в 3 раза лучше, чем у модифицированного чугуна с пластинчатым графитом.

Особенно высокие ростоустойчивость и окалиностойкость имеет чугун с шаровидным графитом, легированный другими компонентами. Такой чугун может применяться как жаропрочный материал и превосходит жаростойкий чугун с пластинчатым графитом.

Высокопрочный чугун обладает более высокой стойкостью к абразивному износу. Чугун с перлитной или мартенситной структурой по своей стойкости превосходит серый чугун с пластинчатым графитом, графитизированную сталь, литую сталь 30Л и кованую сталь 50. При содержании в структуре чугуна более 20—30% феррита износостойкость чугуна снижается.

Чугун с шаровидным графитом может применяться в качестве антифрикционного материала. Он обладает более высокой износостойкостью на трение, чем серый, модифицированный и ковкий чугун (меньше изнашиваются сопряженные детали), имеет более низкий коэффициент трения как при испытании без смазки, так и со смазкой по сравнению с другими антифрикционными чугунами.

Коррозионная стойкость высокопрочного чугуна зависит от структуры металлической основы и среды, в которой работает литая деталь. В условиях проточной воды стойкость высокопрочного перлитного чугуна больше, чем перлитного, и равна стойкости стали 30Л.

Многие эксплуатационные свойства высокопрочного чугуна пока еще мало изучены, но более широкое внедрение этого нового конструкционного материала в промышленность будет способствовать накоплению новых данных по эксплуатационным свойствам этого чугуна.

5. Технологические особенности получения высокопрочного чугуна

В производстве отливок из высокопрочного чугуна с шаровидным графитом встречаются с рядом трудностей, когда ставится задача получить отливки с определенной заданной структурой, так как влияние отдельных элементов на структуру и свойства высокопрочного чугуна еще недостаточно изучено.

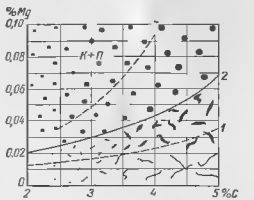
При обработке чугуна магнием большое внимание уделяют удалению из чугуна серы в виде MgS и MnS. Установлено, что серы

в шлаках, образующихся на поверхности чугуна, во много раз больше, чем в чугуне. В табл. 17 приведен состав шлака, образовавшегося после ввода магния в чугун, и коэффициенты распределения элементов в шлаке и чугуне.

Из табл. 17 видно, что в шлаке серы содержится в 70—135 раз больше, чем в чугуне. Поэтому образующийся шлак необходимо перед заливкой снимать или заливать чугун из стопорных и чайниковых ковшей. При восстановлении серы и переходе ее в чугун графит переходит в пластинчатую форму.

Переохлаждение чугуна, обработанного магнием, способствует получению чугуна с шаровидным графитом.

Влияние углерода и кремния чугунов магния на форму и строение графита при содержании в чугуне 2,5% кремния показано на фиг. 40. Линия *1* является границей пластинчатого и псевдопластинчатого графита. Линия *2* является границей, до которой образуется пластинчатый графит. Выше этой линии лежит область чугуна с шаровидным графитом. Выше линии *3* наступает полный отбел чугуна с шаровидным графитом со структурой карбид + перлит.



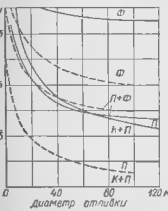
Фиг. 40. Структурная диаграмма для отливок диаметром 30 мм из чугуна, обработанного магнием.

Таблица 17

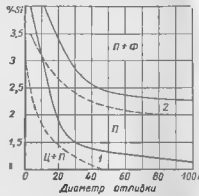
№ плавки	Состав шлака, образовавшегося после ввода в чугун магния, в % (коэффициенты распределения)					
	C	Si	Mn	P	S	Mg
1	3,24 / 1,1	6,23 / 1,6	1,14 / 2,0	0,068 / 0,5	1,470 / 105	0,21 0,36 / 7
2	3,25 / 1,2	6,12 / 1,7	1,01 / 1,5	0,070 / 0,5	0,835 / 70	0,21—0,27 / 7
3	3,21 / 1,2	6,47 / 1,9	1,02 / 1,6	0,070 / 0,4	1,205 / 135	0,27—0,35 / 9

Влияние кремния на образование структур в чугуне с шаровидным графитом в зависимости от диаметра отливки дано на диаграмме (фиг. 41), построенной для чугуна с 3% углерода и обработанного сначала 0,4—0,5% кремния и затем 0,4—0,6% магния. Из этого чугуна в песчаных формах отливались образцы различных диаметров. Для сравнения на диаграмму нанесены пунктирные линии для чугуна с пластинчатым графитом.

Область цементито-перлитных и феррито-перлитных чугунов расширена, а область перлитного чугуна очень сильно сокращена.



Фиг. 41. Структурная диаграмма для чугуна: пунктирные линии — для чугуна с пластинчатым графитом; сплошные линии—для чугуна с шаровидным графитом



Фиг. 42. Структурная диаграмма для чугуна с добавкой меди: пунктирная линия — чугун с пластинчатым графитом; сплошная линия — чугун с шаровидным графитом.

Поэтому в производстве трудно получать чисто перлитный чугун с шаровидным графитом. Для расширения области перлитного чугуна с шаровидным графитом его легируют дополнительно медью, марганцем и др.

На фиг. 42 приведена структурная диаграмма для чугуна с 3% углерода, обработанного медномагниевой лигатурой (содержание меди до 1%). На этой диаграмме видно, что область чугунов с перлитной структурой значительно расширяется и поднимается выше пунктирных линий *1* и *2*.

Таким образом, возможность получения перлитного чугуна с шаровидным графитом расширяется. Наличие подобных структурных диаграмм дает возможность правильно решать многие производственные задачи. Например, зная толщину стенки и заданную структуру чугуна, можно определить его химический состав и, наоборот, зная химический состав, можно определить, какая структура чугуна получится в отливке.

Введение легирующих элементов в чугун с шаровидным графитом значительно расширяет область его применения. Добавка легирующих элементов повышает механические свойства чугуна и значительно улучшает его физико-химические и эксплуатационные свойства.

§ 5. ЛЕГИРОВАННЫЙ ЧУГУН

1. Общие сведения

Применение легированного чугуна для различных литых деталей основано на том, что легирующие элементы улучшают механические, физические, химические и эксплуатационные свойства.

Легирование достигается путем дополнительного введения в чугун одного или одновременно нескольких элементов.

В зависимости от степени легирования чугун можно разделить на три группы: низколегированный с содержанием легирующих элементов до 3%, среднелегированный с содержанием элементов 3—10% и высоколегированный — содержание элементов выше 10%.

Низколегированный чугун используют как конструкционный материал. Металлическая основа этого чугуна мало отличается от обычного серого чугуна.

В низколегированном чугуне легирующие элементы способствуют выравниванию структуры по сечению отливки и измельчению кристаллического строения. Это приводит к повышению механических и эксплуатационных свойств чугуна. Кроме того, легированный чугун легче поддается термической обработке.

Среднелегированный чугун характеризуется особой мартенситной структурой, которая обеспечивает высокую износостойкость деталей как при нормальной, так и при повышенной температуре.

Высоколегированный чугун характеризуется ферритной или аустенитной структурой, которая придает чугуну особые физические или химические свойства, поэтому этот чугун применяют для коррозионностойких, жаростойких, немагнитных отливок.

В зависимости от содержания преобладающего элемента легированный чугун разделяют на никелевый, хромистый, хромоникелевый, медистый, молибденовый, марганцевый, алюминиевый и др.

Наибольшее распространение в современной промышленности находит чугун, легированный хромом и никелем. Этот чугун преимущественно используют для ответственных машиностроительных деталей, работающих преимущественно на износ при трении. В отдельных случаях для придания этому чугуну дополнительных свойств в его состав вводят еще и другие элементы, но называют его тогда уже не хромоникелевым, а по названию введенного элемента, например, молибденовым, ванадиевым и т. д.

Таблица 18

Назначение чугуна	Химический состав в %									
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Mo	V
Для машиностроительных деталей	2,75—3,5 1,8—3,6	1—1,25 1—1,25	0,65—0,8 0,5—0,8	До 0,5 » 0,5	До 0,12 » 0,12	— 0,5—2,0	1—2 —	— —	— —	— —
То же	3—3,5 2,75—3,5	0,7—0,9 0,5—2,5	0,5—0,65 0,5—0,9	До 0,5 0,15—0,6	До 0,5 0,07—0,12	0,3—0,8 0,2—1,0	0,75—2,75 0,2—0,3	— —	— —	— —
Для деталей автомобилей, станков, насосов, компрессоров и др.	3—3,5 3,4—3,5	1—2,2 1—1,5	0,5—0,8 0,5—1,2	До 0,5 » 0,3	До 0,12 » 0,12	0,25—0,85 До 1,85	0,4—1,75 До 0,4	— —	0,2—1,2 —	0,1 0,13—0,35
Для штампов горячей штамповки	2,7—3,3	0,5—1,5	0,5—0,8	До 0,3	До 0,1	0,5—1,0	2—4	—	—	—
Для цилиндров тормозных барабанов	2,8 3,1—3,4	2 2—2,3	1 0,5—0,8	0,5 0,1—0,3	» 0,12 » 0,12	— 0,2—0,4	4 0,2—0,4	—	—	—
Для блоков цилиндров	3,1—3,4	1,8—2,2	0,5—0,8	0,1—0,3	» 0,12	0,3—0,7	0,3—1,75	—	—	—
Для штампов холодной штамповки	2,8—3,2	1,2—1,8	0,7—0,9	0,1—0,2	» 0,12	0,3—0,5	0,5—1,75	—	—	—
Для деталей, работающих при повышенных температурах	2,7—3,2	1,5—2,5	0,6—1	До 0,15	» 0,12	—	—	—	0,3—1	
Для износостойких деталей	1,5—3,0	0,6—2,5	0,6—1	» 0,3	» 0,12	—	—	1—27		
Для коленчатых валов, взамок, поршневых колец, кулачков	1,35—1,9 1,5—2,7	0,9—1,1 1,8—2,5	0,8—1,1 0,5—1	0,1 До 0,2	0,08 До 0,12	0,15 —	—	2—2,5 —	—	0,03—0,15

2. Низколегированный чугун

В табл. 18 приведены различные составы низколегированного чугуна с указанием его назначения. Молибден вводится в чугун в тех случаях, когда требуется повышенная жаропрочность, т. е. сохранение высоких механических свойств при повышенных температурах.

В качестве антифрикционного материала как заменителя оловянных бронз применяют специальный низколегированный антифрикционный чугун (табл. 19).

Таблица 19

Марка чугуна	Содержание элементов в %									Твердость H_B
	$C_{общ}$	Si	P	Mn	S	Cr	Ni	Cu	Al	
СЧЦ1	3,2—3,6	2,2—2,4	0,15—0,25	0,6—0,9	До 0,12	0,2—0,35	0,3—0,4	0,2—0,3	0,1—0,15	170—229
СЧЦ2	3,2—3,6	2,2—2,4	0,15—0,25	0,6—0,9	» 0,12	0,2—0,35	0,3—0,4	—	—	170—229

Структура антифрикционного чугуна должна быть перлитная, равномерным распределением графита.

3. Высоколегированный чугун

Высоколегированный чугун применяют для деталей, работающих в особых условиях: агрессивная среда, высокая температура и др.

Высоколегированный немагнитный чугун имеет аустенитную структуру, хорошо работает на износ, обладает хорошей коррозионной стойкостью. Немагнитный чугун применяют в электротехниче-

Таблица 20

Наименование чугуна	Химический состав в %								
	C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	Cu	Al
Нематитовый	2,4—2,85 3—3,2 3—3,5	— — —	5—6 12 8—9	До 1,0 0,3—0,7	0,03 До 0,12	— —	10—12 — 4,5—5	1,2—2 —	— До 0,6
Жаростойкий	1,5—2,2	1,3—1,7	0,5—0,8	До 0,1	До 0,10	32—36	—	—	—
Жаростойкий и химически стойкий	2,5—3 3 1,2—2	1,4—1,6 6 1,2—2 1,3—2	0,5—0,8 1 0,4—0,7 0,6—0,8	0,2—0,4 — — —	0,07—0,1 — — 0,01—0,09	1,5—3,5 2 18 1	18—16 18 8 —	6—8 — — —	— — — 20—24
Химически стойкий	2,5—2,7 1,8—2,5	1—2 5—6	— —	— —	— —	0,3 —	— —	— —	7—9 6—7

ской и машиностроительной промышленности. Химический состав высоколегированного чугуна может быть различным (табл. 20). Этот чугун хорошо обрабатывается.

Легированный чугун с жаростойкими свойствами устойчиво работает при высоких температурах (до 1200°). Во многих случаях такой чугун обладает и высокой коррозионной стойкостью. В табл. 20 приведены типичные составы жаростойкого и коррозионностойкого чугуна.

Высокохромистый жаростойкий чугун, несмотря на высокую твердость (H_B = 260 · 400), удовлетворительно обрабатывается режущим инструментом.

Таблица 21

Температура заливки в °С	Объем раковины в см³	Усадка в %
1300	1,05	2,25
1340	1,10	2,25
1380	1,10	2,25
1400	1,20	2,35
1420	1,25	2,70

С увеличением содержания углерода и кремния твердость высокохромистого чугуна понижается. Объемная усадка высокохромистого чугуна зависит от температуры заливки (табл. 21). Линейная усадка этого чугуна колеблется в пределах от 1,5—до 2,7%.

Большая усадка высокохромистого чугуна требует хорошего питвания отливок, что осуществляется установкой прибылей. Отрезка прибылей производится механическим способом, так как применение для этой цели электродуги приводит к образованию трещин. В практике широко применяют легкоотделяемые прибыли (см. фиг. 18, *д*, *е*).

Чугун с высоким содержанием алюминия (20—24%) обладает высокой жаростойкостью — до 1200—1250° и химической стойкостью; такой чугун немагнитен, хрупок и очень чувствителен к изменению температуры.

Сложный по составу чугун с содержанием меди, никеля, хрома и других элементов обладает повышенной жаростойкостью, химической стойкостью и в отдельных случаях немагнитными свойствами.

§ 5. КОВКИЙ ЧУГУН

1. Общие сведения

Изделия, работающие в условиях значительных напряжений, повторно-переменных нагрузок, внезапных ударов или при высоких давлениях газа, пара и воды, имеющие тонкие стенки и сложную форму, изготовляют из ковкого чугуна.

Ковкий чугун получают путем заливки в формы белого чугуна, который после затвердевания имеет структуру перлита и цементита, т. е. углерод в нем находится в связанном состоянии. Затем полученные отливки подвергают по специальному режиму длительному отжигу, в результате которого соединение углерода с железом распадается на графит и феррит.

После отжига отливки приобретают пластические свойства.

Основным исходным положением в получении из ковкого чугуна деталей хорошего качества является то, что углерод в отливках до отжига должен находиться в связанном состоянии.

Связанный углерод во время распада путем диффузии соединяется в отдельные компактные включения, а часть его диффундирует к поверхности, где он окисляется и выгорает.

Процесс отжига деталей из ковкого чугуна производят в окислительной или нейтральной среде.

При отжиге ковкого чугуна в нейтральной среде окислительные процессы развиты слабо и углерод выделяется в основном в виде компактных включений — углерода отжига. Обезуглероживанию в этом случае подвергается с поверхности только наружная часть отливки.

Высокие механические свойства ковкого чугуна наряду с хорошей обрабатываемостью являются причиной того, что этот чугун нашел широкое применение в сельскохозяйственном машиностроении, судостроении, вагоностроении и других отраслях промышленности.

Ковкий чугун ценен еще и тем, что, помимо высоких механических свойств, он обладает рядом других весьма важных свойств: повышенным сопротивлением коррозии; минимальной коэрцитивной силой при хорошей проницаемости. Перлитный ковкий чугун хорошо работает на износ и может заменять цветные антифрикционные сплавы.

2. Классификация ковкого чугуна

Ковкий чугун классифицируется по структуре и механическим свойствам (табл. 22).

Ферритный ковкий чугун обладает более высокими пластическими свойствами, поэтому его используют главным образом для деталей, работающих в условиях сотрясений, ударов и скручивания. Для получения ферритной структуры чугун отжигается с засыпкой кварцевым песком или в нейтральной среде без засыпки. В изломе образца из такого чугуна у наружной поверхности обизвуживается светлая обезуглероженная кромка, а далее однородный темный бархатистый излом. Этот чугун получил название черносердечного. Темный излом чугуну придает выделившийся углерод отжига.

Перлитный ковкий чугун обладает меньшей пластичностью. Отжигается он в окислительной среде, поэтому общее количество углерода в чугуне уменьшается. Углерод по сечению отливки распределяется неравномерно. В изломе этот чугун светлый; называют его белосердечным ковким чугуном.

Перлитный ковкий чугун идет на изготовление деталей, работающих на износ, и других деталей, не требующих высокой пластичности.

Ферритный ковкий чугун (ФКЧ) имеет структуру феррит + углерод отжига. Перлитный ковкий чугун (ПКЧ) имеет структуру перлит + графит. Структура феррито-перлитного ковкого чугуна

Таблица 22

Марки ковкого чугуна	Предел прочности при растяжении в кг/мм² не менее	Относительное удлинение (образец диаметром 18 мм) в % не менее	Твердость H_B не более	Область применения
Ферритный чугун				
КЧ 37-12	37	12	149	Детали для автомобилей: задний мост, ступицы, кронштейны
КЧ 35-10	35	10	149	Катки, рычаги, колеса, заглушки, опоры пружин, кронштейны картеры
КЧ 33-8	33	8	149	Детали тормоза, хомуты, педали колодки, кронштейны, идиомикаторы, ключи и т. д.
КЧ 30-6	30	6	163	Корпуса пневматического инструмента, детали оптических приборов, детали сельскохозяйственных машин и др.
Перлитный чугун				
КЧ 40-	40	3	201	Детали, работающие на износ, шестерни, звенья цепей, банкобороши, подшипники и др.
КЧ 35-4	35	4	201	Втулки, шестерни, редукторы, червячные колеса, поршни
КЧ 30-3	30	3	201	Шапки изоляторов, клеммы, коромысла, фитинги, вентили, радиаторные ниппели, седла, подножки, пальцы, мелкие втулки и др.

Таблица 23

Характеристики	Обозначения	Марки ковкого чугуна						
		КЧ 30-3	КЧ 30-6	КЧ 33-8	КЧ 35-10	КЧ 37-12	ПФКЧ 40-2	ПФКЧ 50-5
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Предел текучести при растяжении в кг/мм²	$\sigma_{0,2}$	20	19	21	22	23	24	27
Предел прочности при растяжении в кг/мм²		28,5	28,5	31	33,2	35	38	47,5
Относительное удлинение при растяжении в %	δ	2,7	5,4	7,2	9	10,8	1,8	2,7
Относительное сжатие в %	ψ	3,5	7	9	11	13	2,5	3,5
Предел текучести при кручении в кг/см²	$t_{0,4}$	14	13	14,5	15	16	17	19
Предел прочности при кручении в кг/см²	t_b	34	34	34,5	35	37	45	52
Относительный угол закручивания в град.	φ	14	18	20	23	25	6	8
Модуль нормальной упругости в кг/мм²	E	15 000	15 500	16 000	16 600	17 000	16 300	17 400
Модуль сдвига в кг/мм²	G	6 200	6 300	6 400	6 500	6 700	6 600	6 800
Коэффициент Пуассона	μ	0,23	0,23	0,25	0,27	0,25	0,23	0,28
Предел текучести при сжатии в кг/мм²	$\sigma_{0,2}$	22	21	23	24	25	26,5	30
Предел текучести при изгибе в кг/мм²	$\sigma_{0,2}$	33	31	33	34	35	38	42
Предел прочности при изгибе в кг/мм²	σ_b	49	49	53	57	58	61	72
Предел прочности на срез в кг/мм²	τ_b	28	27	29	30	30	32	36
Ударная вязкость в кгм/см²	a_k	0,8	1,2	1,3	1,4	1,6	0,5	0,8
Твердость	H_B	163	163	156	149	149	153—229	163—229
Удельный вес в г/см³	γ	7,2	7,2	7,21	7,22	7,24	7,25	7,3
Коэффициент линейного расширения $\times 10^{-6}$	α	10,8	10,5	10,3	10,2	10,0	10,3	10,0

Продолжение табл. 23

Характеристики	Обозначения	Марки ковкого чугуна						
		КЧ 30-3	КЧ 30-6	КЧ 33-8	КЧ35-10	КЧ37-12	ПФКЧ 40-2	ПФКЧ 50-5
1	2	3	4	5	6	7	8	9
Теплопроводность в *кал/см·сек град*	λ	0,140	0,150	0,150	0,150	0,150	0,120	0,120
Теплоемкость в *кал/г °С*	c	0,123	0,122	0,122	0,122	0,122	0,126	0,125
Электросопротивление в *ом·мм²/м*	ρ	30	33	35	36	36	49	45
Критические точки в °С . . .	Ac_1	780	785	785	785	740	775	780
	Ac_3	810	815	815	815	820	810	815
	Ar_1	710	720	720	725	730	760	715
	$Ar_в$	740	760	760	760	765	735	730

(ПФКЧ), занимающего промежуточное положение, перлит + феррит + графит.

Феррито-перлитный ковкий чугун получается путем неполного отжига; он может иметь высокий предел прочности при растяжении — до 50 *кг/мм²* и выше, и удлинение до 2—5%.

Более полная характеристика механических и физических свойств отдельных марок ковкого чугуна приведена в табл. 23.

3. Влияние примесей на свойства ковкого чугуна

Химический состав ковкого чугуна до отжига и после отжига приведен в табл. 24.

Таблица 24

Ковкий чугун	Содержание элементов в %						
	$C_{общ}$	$C_{гр}$	$C_{св}$	Si	Mn	S	P
Черносердечный ферритный:							
до отжига . . .	2,2—2,9	—	2,2—2,9	1,4—0,8	0,3—0,5	0,05—0,15	До 0,2
после отжига . .	1,8—2,8	1,6—2,7	0,1—0,2	1,4—0,8	0,3—0,5	0,05—0,15	„ 0,2
Черносердечный перлитный:							
до отжига . .	2,2—2,9	1,8—2,8	2,2—2,9	1,4—0,8	0,3—1,0	0,05—0,15	„ 0,2
после отжига . .	—	1,0—2,3	0,5—0,8	1,4—0,8	0,3—1,0	0,05—0,15	„ 0,2
Белосердечный:							
до отжига .	2,8—3,2	—	2,8—3,2	1,1—0,7	0,4—0,7	0,12—0,2	„ 0,2
после отжига	0,5—2,4	0,2—1,7	0,3—0,7	1,1—0,7	0,4—0,7	0,12—0,2	„ 0,2

Из таблицы видно, что при отжиге черносердечного ферритного перлитного чугуна их химический состав по углероду изменяется незначительно. Поэтому, чтобы получить высокие механические свойства отливок в исходном белом чугуне, содержание углерода должно быть минимальным. Известно, что низкоуглеродистый ковкий чугун в вагранки получить трудно, поэтому применяют комбинированные методы плавки: вагранка + электропечь или вагранка + пламенная печь.

Процесс получения белосердечного чугуна идет с выжиганием углерода, поэтому в исходном чугуне может быть углерода несколько больше, чем в черносердечном чугуне. Такой чугун можно получать непосредственно из вагранки.

Содержание углерода и кремния в чугуне подбирается, в зависимости от толщины стенки отливки, по структурным диаграммам (см. фиг. 46 и 47) с таким расчетом, чтобы не происходило выделение графита до отжига.

Содержание серы должно быть минимальным, так как сера задерживает графитизацию чугуна. Особенно это относится к черносердечному ковкому чугуну. Для ковких чугунов устанавливают соотношение между количеством серы и марганца.

Содержание фосфора ограничивается в связи с тем, что он увеличивает хрупкость чугуна.

Хром в ковком чугуне является вредной примесью, задерживающей графитизацию. Поэтому содержание хрома в обычном ковком чугуне не должно превышать 0,06%. При большем содержании хрома в чугуне он образует сложные устойчивые карбиды (Cr_4C, Cr_7C_3; Cr_3C_2; Fe_xC_y; Cr_nC_m). Нейтрализация влияния хрома осуществляется различными путями: введением графитизирующих добавок (Al, Ti) или применением специальных режимов отжига с предварительной закалкой.

Алюминий и ферротитан для ускорения процесса отжига и для нейтрализации вредного действия хрома добавляется в количестве 0,007—0,015%.

Медь в количестве от 0,8 до 2% ускоряет процесс отжига. Чем меньше содержится углерода в ковком чугуне, тем выше его механические свойства, за исключением относительного удлинения.

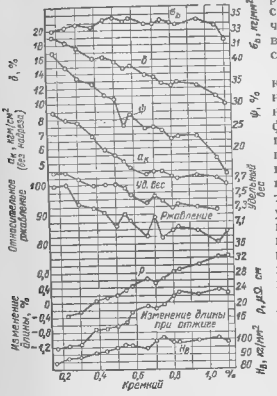
Содержание углерода для черносердечного чугуна в отдельных случаях доводят до 1,4—2%, увеличивая при этом содержание кремния.

Влияние кремния на механические и физические свойства белосердечного ковкого чугуна показано на фиг. 43. Предел прочности при растяжении с увеличением кремния мало изменяется, но пластические свойства снижаются; уменьшается удлинение, поперечное сужение, ударная вязкость и повышается твердость.

Марганец повышает предел прочности при растяжении, но понижает удлинение, вначале незначительно, затем, когда содержание марганца достигнет 1%, более интенсивно. В настоящее время мар-

ганец (до 2%) используется в ковком чугуне как легирующий элемент.

Сера при содержании ее до 0,2% повышает предел прочности при растяжении белосердечного ковкого чугуна, затем предел прочности резко понижается. Относительное удлинение значительно снижается с повышением содержания серы.



Фиг. 43. Влияние кремния на свойства белосердечного ковкого чугуна.

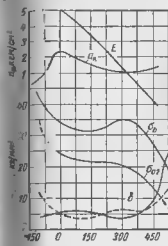
Механические свойства ковкого чугуна зависят не только от его состава, но и от технологических факторов. Так, например, повышение температуры перегрева ферритного ковкого чугуна увеличивает предел прочности при растяжении и относительное удлинение. Заливка ковкого чугуна, имеющего повышенную температуру, приводит к снижению механических свойств. При повышенных температурах предел прочности, предел текучести, модуль упругости и ударная вязкость снижаются, а относительное удлинение и поперечное сужение увеличиваются. При этом до температуры 400° основные свойства изменяются незначительно, а при повышении температуры изменение их происходит более заметно (фиг. 44).

Объемная усадка ковкого чугуна зависит от содержания углерода и при перегреве на 100° выше ликвидуса равна 2,0—2,3%, а в период затвердевания 4,6 —3,0%. Общая усадка равна 5,3—6,6%. Поэтому при отливке деталей из ковкого чугуна устанавливают прибыли и холодильники по аналогии со стальным литьем. Линейная доперлитная усадка равна 0,8%, послеперлитная — 1,0%. Полная усадка в твердом состоянии составляет примерно 1,8%.

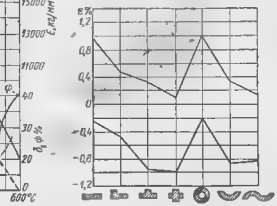
В белом исходном чугуне вследствие большого температурного интервала затвердевания развита междендритная ликвация и почти отсутствует зональная ликвация. Газосодержание белого чугуна более высокое, чем у серого чугуна.

Ковкий чугун обладает склонностью к образованию горячих холодных трещин.

Вследствие пониженных литейных свойств литье фасонных деталей из ковкого чугуна представляет известные трудности. При конструировании деталей из ковкого чугуна необходимо выбирать наиболее рациональные профили, которые дают минимальные коробления при затвердевании в форме и при последующем отжиге.



Фиг. 44. Влияние температуры нагрева ковкого чугуна на механические свойства.



Фиг. 45. Зависимость усадки и роста отливок из ковкого чугуна в процессе отжига от формы сечения отливки.

На фиг. 45 приведена зависимость усадки и роста отливок из ковкого чугуна в процессе отжига от формы сечения отливки.

4. Ковкий чугун со специальными свойствами

В практике литейного производства в настоящее время применяют ковкий чугун со специальными свойствами.

Наибольшее распространение получил марганцовистотитанистый ковкий чугун с повышенным содержанием марганца до 2,25%.

Химический состав такого чугуна колеблется в следующих пределах (в %): 2,5—2,7 C; 1—1,15Si; 1,0 -2,0 Mn; 0,11—0,12 P; 0,09—0,12 S; 0,1 -0,15 Ti; не более 0,06% Cr.

Титан добавляется в чугун как графитизатор, который парализует карбидообразующее действие марганца; его количество определяется по эмпирической формуле

$$Ti = \frac{Mn\% - 0.5}{10}\ \%.$$

Ковкий чугун, легированный марганцем, со структурой зернистого перлита и углерода отжига обладает высоким пределом прочности

7*

(до 75—80 *кг/мм²*) и относительным удлинением (до 3—11%). Детали из такого чугуна с успехом могут заменить отдельные стальные кованые.

Увеличение содержания марганца и титана в чугуне повышает твердость и предел прочности, но несколько снижает пластические свойства.

Основное преимущество высокомарганцовистого ковкого чугуна заключается в его высокой износостойкости; он с успехом может заменять бронзы ОЦ 10-2, ОЦ8-2, АЖ9-4, ЛМЦ57-3. Из этого чугуна можно изготовлять детали со сравнительно большой толщиной стенок (до 80 *мм*). Выделение свободного графита до отжига в таких отливках не происходит.

Таблица 25

№ плавки	Чугун	Механические свойства			
		Предел прочности	Предел текучести	Удлинение в %	Твердость H_B
		в *кг/мм²*			
45	Исходный ферритный КЧ 33-8	33,4	—	8,2	121
	Перлито-ферритный с пластинчатым перлитом	47,0	33,1	4,1	187
	Сфероидизированный с зернистым перлитом	48,0	34,3	6,2	174
57	Исходный ферритный КЧ 35-10	35,3	—	10,3	127
	Перлито-ферритный с пластинчатым перлитом	48,2	34,0	5,2	187
	Сфероидизированный с зернистым перлитом	50,2	35,4	7,4	174
70	Исходный ферритный КЧ 37-12	37,6	—	12,5	121
	Перлито-ферритный с пластинчатым перлитом	52,1	36,7	6,1	182
	Сфероидизированный с зернистым перлитом	53,0	37,5	9,0	170
71	Исходный ферритный	38,9	—	15,3	117
	Перлито-ферритный с пластинчатым перлитом	54,8	39,1	10,1	174
13	Исходный ферритный	38,0	—	17,2	111
	Перлито-ферритный с пластинчатым перлитом	54,2	38,1	8,0	187
	Сфероидизированный с зернистым перлитом	55,0	39,0	11,2	170

Повышенные механические и антифрикционные свойства ковкого чугуна достигаются не только легированием, но и специальными видами термической обработки, в результате которой получают перлитный ковкий чугун с пластинчатым цементитом, перлитный ковкий чугун с зернистым перлитом, марганцовистый ковкий чугун с зернистым перлитом и др.

Все эти чугуны обладают повышенной износостойкостью. Сравнительные показатели механических свойств перлитного ковкого чугуна различных марок и ферритного чугуна, полученных при одной и той же плавке, приведены в табл. 25.

Отожженные детали из ковкого чугуна, как указывалось ранее, имеют на поверхности слой обезуглероженного металла. Этот слой придает деталям из ковкого чугуна повышенную коррозионную стойкость. На воздухе, в атмосфере газов и в воде такие детали лучше сохраняются, чем детали из стали и серого чугуна. Ковкий чугун, легированный дополнительно медью, имеет более высокую коррозионную стойкость в этих средах.

§ 7. ВЫБОР ХИМИЧЕСКОГО СОСТАВА ЧУГУНА В ЗАВИСИМОСТИ ОТ ЗАДАННОЙ СТРУКТУРЫ И ТОЛЩИНЫ СТЕНКИ ОТЛИВКИ

Выбор химического состава чугуна производится по структурным диаграммам, которые связывают химический состав со структурой или толщиной стенки отливки. В настоящее время разработаны различные структурные диаграммы для определения состава чугуна при литье в песчаные и металлические формы.

Структурная диаграмма, увязывающая химический состав по углероду и кремнию, приведена на фиг. 46. Обозначение структурных областей дано в соответствии фиг. 36, *а*.

Фиг. 46. Структурная диаграмма для чугуна.

Если взять, например, ваграночный чугун с 3% углерода, то для перлитного чугуна надо иметь кремния от 1 до 2,2%. Так как такое содержание кремния является предельным, для большей надежности останавливаются на содержании 1,5—1,8%.

Недостаток такой структурной диаграммы состоит в том, что она не учитывает скорость охлаждения чугуна. Диаграмма, увязывающая толщину стенки отливки с ее химическим составом, показана на фиг. 47. На этой диаграмме по вертикали дается сумма C + Si, а по горизонтали толщина стенок отливки. Имея заданную структуру и зная толщину стенки отливки, находят пределы суммы C + Si.

Обозначение зон соответствует фиг. 36, *а*. Предположим, что необходимо получить отливку со стенкой толщиной 8 *мм*. Для определения химического состава чугуна проводим вертикальную линию (пунктиром), затем от пересечения с ней линий, ограничивающих область перлитных структур (область *II*), проводим две горизонтальные линии, которые показывают предельное содержание суммы C + Si, равное 4,7—6,2. В этом случае берут среднее содержание: C + Si = 5,5%.

Фиг. 47. Структурная диаграмма для чугуна с учетом толщины стенки отливки.

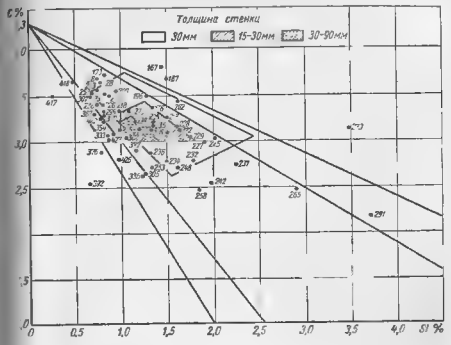
В последнее время для такого определения даются более уточненные структурные[8] диаграммы, которые ограничивают структурные области не прямыми линиями, как на фиг. 47, а так, как показано на фиг. 48.

Большие трудности в выборе химического состава встречаются, когда отливки имеют стенку разной толщины.

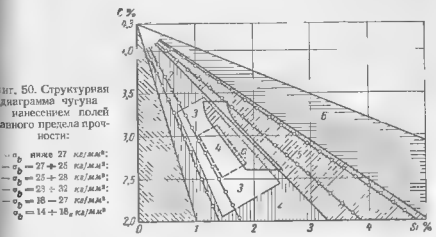
Если посмотреть на диаграммы (фиг. 47 и 48), то можно убедиться, что отливки с большой разницей в толщинах стенок попадают

Фиг 48. Структурная диаграмма для чугуна с учетом толщины стенок до 120 *мм*.

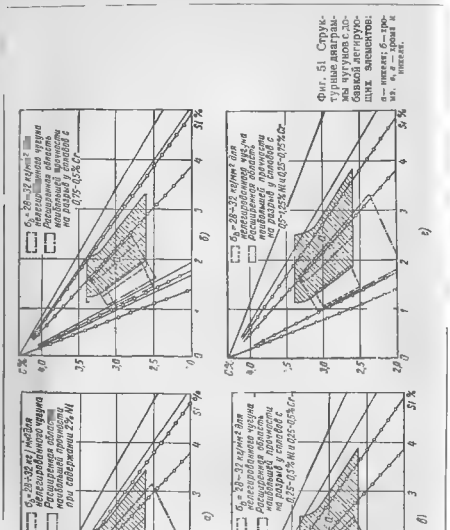
в разные структурные области диаграмм. Например: если отливка имеет стенки толщиной 10 и 70 *мм*, то тонкая стенка будет по структуре в области *II* — перлитной, а толстая стенка будет находиться в области *III* — ферритной или половинчатой (*IIб*). Это показывает, что в отливках из обычного серого чугуна со стенками разной тол-



Фиг 49 Структурная диаграмма чугуна с полями твердости.



Фиг. 50. Структурная диаграмма чугуна с нанесением полей равного предела прочности:
— σ_b ниже 27 кг/мм²;
— σ_b = 27 ÷ 25 кг/мм²;
— σ_b = 25 ÷ 23 кг/мм²;
— σ_b = 23 ÷ 20 кг/мм²;
— σ_b = 20 — 27 кг/мм²;
— σ_b = 14 ÷ 18 кг/мм².

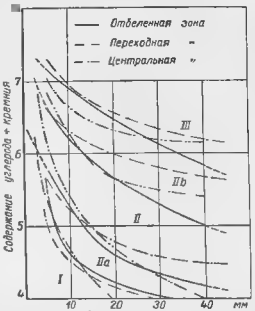


Фиг. 51. Структурные диаграммы чугунов с добавкой легирующих элементов: *а* — никеля, *б* — хрома, *в* — хрома и никеля.

шины трудно получить одинаковую структуру. Для выравнивания структуры отливки по различным сечениям чугун приходится модифицировать или легировать.

В отдельных случаях в практике ставится задача подобрать химический состав чугуна не только с определенной структурой, но и с определенными механическими свойствами. При решении подобных задач пользуются структурными диаграммами, на которые нанесены поля твердости для деталей со стенками разной толщины (фиг. 49).

В отдельных случаях ставится задача выбрать химический состав металла по заданному пределу прочности. Для этой цели пользуются структурной диаграммой, на которую нанесены поля равных пределов прочности (фиг. 50). Поля структурной диаграммы чугуна, приведенной на фиг. 46, здесь обозначены линиями с точками. Из приведенной диаграммы видно, что поля чугуна высокой прочности, из которого можно получить отливки с перлитной структурой, весьма ограничены (заштрихованное поле, фиг. 50, *а*).



	0,322	0,2	0,151	0,127	$\frac{F_2}{F_1}=K$
$\sigma_{в}$ т 1150° до 750°	4,5	1,57	1,53	0,85	$v°/сек$
" 1150° до 100°	0,432	0,286	0,224	0,2	$v°/сек$

Фиг. 52. Структурная диаграмма чугуна для определения состава C + Si при литье деталей в металлические формы.

Легирование чугуна приводит к расширению полей равных пределов прочности и к расширению полей перлитных структур для отливок с разной толщиной стенок в пределах от 8 до 90 *мм*.

На фиг. 51 приведены структурные диаграммы чугуна с добавкой легирующих элементов. Структурная диаграмма чугуна (фиг. 51, *а*) определяет влияние никеля. Никель сильно расширяет область чугуна с повышенной прочностью и область *а* перлитного чугуна (фиг. 51, *а*) для разностенных отливок.

Хром, так же как и никель, несколько расширяет поля повышенной прочности (фиг. 51, *б*).

Хорошие результаты достигаются при совместной добавке никеля и хрома (структурные диаграммы фиг. 51, *в* и *г*). Добавка никеля и хрома даже в небольших количествах (фиг. 51,*в*) уже значительно облегчает получение чугуна повышенной прочности с перлитной структурой.

Для определения состава чугуна при литье в металлические формы пользуются специально построенными структурными диаграммами для металлических форм (фиг. 52). При охлаждении чугуна в металлической форме получается неоднородная структура. Она обычно состоит из трех зон: отбеленной (край отливки), переходной и центральной. Поэтому на структурной диаграмме (фиг. 52) показаны поля структур для всех трех зон. Определение суммы C + Si может производиться, в зависимости от толщины стенки отливки, по так называемой приведенной толщине стенки и по скорости охлаждения в температурном интервале 1150 –750°. Структурные поля обозначены в соответствии с фиг. 46.

ГЛАВА V

МЕДНЫЕ ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ

Отливки из медных сплавов применяются в различных отраслях промышленности для изготовления арматуры, подшипников, втулок, шестерен и других деталей, работающих на трение. Высокое сопротивление отдельных медных сплавов воздействию атмосферных условий и других агрессивных сред позволяет изготовлять из них детали с высокой коррозионной стойкостью.

Поэтому, несмотря на то, что медные сплавы значительно дороже стали и чугуна, их до сих пор широко применяют в машиностроительной промышленности.

Однако конструкторы и технологи должны стремиться к тому, чтобы по возможности заменять медные сплавы другими, менее дефицитными металлами и сплавами, пластмассами, керамикой и другими материалами.

§ 1. МЕДЬ КАК ЛИТЕЙНЫЙ МАТЕРИАЛ

Чистая медь имеет ряд важнейших свойств: она обладает хорошей электропроводностью, высокой теплопроводностью, имеет высокую атмосферную коррозионную стойкость, кроме того, медь обладает большой пластичностью. Но эти высокие свойства сохраняются только в том случае, если в меди содержится незначительное количество примесей. При содержании в меди даже небольшого количества примесей свойства ее резко изменяются: уменьшаются теплопроводность и электропроводность. При этом элементы, образующие с медью твердые растворы, меньше понижают ее свойства по сравнению с элементами, обладающими ограниченной растворимостью или совсем не растворяющимися в меди.

Прочностные и технологические свойства меди очень сильно понижаются при содержании в ней таких примесей, как Bi, Pb, S, O_2 и др.

Сера образует с медью соединение Cu_2S, которое, в свою очередь, дает эвтектику Cu — Cu_2S, отличающуюся большой хрупкостью. Кислород с медью образует соединение Cu_2O — закись меди, — которое дает точечную эвтектику, содержащую 3,45% Cu_2O. Эвтектика располагается по границам зерен и служит причиной образования трещин.

Отливки из чистой красной меди применяются для электротехнических машин, электропечей, сварочных машин, доменных печей, котлов, химических аппаратов и др. Обычно к этим отливкам предъявляются высокие требования по электропроводности или теплопроводности. Поэтому медь в отливках должна быть очень чистой. Однако чистая красная медь имеет весьма низкие литейные свойства: большую объемную и линейную усадку, большую склонность к образованию трещин, большую склонность к поглощению газов во время плавки и заливки, ограниченную растворимость газов при затвердевании и низкую жидкотекучесть. Все это затрудняет изготовление фасонных отливок из чистой меди. Кроме того, для фасонных деталей требуется медь с повышенными механическими свойствами.

Чтобы придать отливкам из меди большую прочность, в нее добавляют элементы, которые незначительно снижают свойства меди и тем самым повышают прочность деталей. Так, например, при добавке 0,9% кадмия предел прочности повышается в 3 раза, а электропроводность снижается на 10%.

Основное внимание при изготовлении отливок из чистой меди следует обращать на дегазацию и хорошее раскисление меди. Литейная форма должна быть сухой и при заливке не должна выделять большого количества газов. Материалы, из которых изготовлены форма и стержни, должны быть податливыми.

Для изготовления машиностроительных деталей чистая медь непригодна вследствие низких механических свойств: она имеет невысокий предел прочности при сжатии, растяжении и изгибе Поэтому в машиностроительной технике в большинстве случаев применяют не чистую медь, а сплавы на медной основе.

Медный сплав, в котором преобладающим легирующим компонентом является цинк, называется латунью.

Бронзы разделяются на две группы: оловянные, в которых легирующим компонентом является олово, и безоловянные, не содержащие олова в качестве легирующего элемента.

§ 2. ОЛОВЯННАЯ БРОНЗА

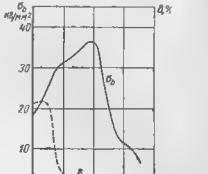
В нашей промышленности оловянная бронза с повышенным содержанием олова применяется в ограниченном количестве, только для таких деталей, которые нельзя изготовить из безоловянной бронзы.

Характерной особенностью оловянной бронзы является то, что она имеет большой температурный интервал затвердевания, достигающий в отдельных сплавах 150—160°. Большой температурный интервал затвердевания оловянной бронзы оказывает существенное влияние на ее литейные свойства: жидкотекучесть, распределение усадочных раковин и пористости.

Кристаллизация бронз с большим температурным интервалом затвердевания приводит к тому, что между ветвями дендритов и

отдельными кристаллами образуются усадочные пустоты. Поэтому трудно бывает получить плотные бронзовые отливки, годные для работы под гидравлическим или воздушным давлением: после спятия пл ной литейной корки отливки часто пропускают воду и газы. Чтобы получить плотную отливку, надо, чтобы металл быстро охлаждался, что достигается, например, при литье в кокиль, или производить отливку с кристаллизацией под давлением по методу А. А. Бочвара и А. Г. Спасского.

Для литых деталей, которые, по техническим условиям, могут быть пористыми, например, подшипники, втулки и др., эта оловянная бронза является ценным литейным материалом.



Фиг 53. Влияние содержания олова на механические свойства оловянной бронзы.

Введение в оловянную бронзу дополнительных элементов — цинка, свинца, никеля, фосфора — улучшает литейные, технологические и эксплуатационные свойства и несколько удешевляет бронзу, так как количество олова в ней снижается.

В табл. 26 даны химический состав, механические и физические свойства основных литейных оловянных бронз. Жидкотекучесть для различных марок бронзы колеблется в пределах от 20 до 117 *см*. Наибольшей жидкотекучестью обладает оловянно-фосфористая бронза. Линейная усадка этой бронзы колеблется в пределах от 1,3 до 1,6%. Допустимое содержание вредных примесей в литейной бронзе в зависимости от основного состава колеблется в следующих пределах: 0,5% Sb; 0,2—0,4 Fe; 0,02—0,05% Al; 0,02—0,05% Si; 0,05% S; 0,005% Bi; 0,5 Pb; 0,02% Mg; 0,05 –0,1% P.

Механические свойства оловянной бронзы зависят от количества содержащегося в ней олова (фиг. 53). С возрастанием содержания олова до 18—20% предел прочности при растяжении и твердость повышаются. При 18—20% олова образуется значительное количество эвтектоида, в состав которого входит хрупкое химическое соединение олова и меди. Вследствие этого величина предела прочности резко снижается.

Относительное удлинение начинает сильно снижаться уже при содержании 6—7% олова, а для бронзы Бр. О10 при литье в кокиль оно равно 2—3%. Введение цинка в состав оловянной бронзы повышает жидкотекучесть, предел прочности при растяжении, снижает твердость, а также стоимость бронзы, так как цинк дешевле олова.

Свинец в оловянной бронзе повышает обрабатываемость, жидкотекучесть и особенно благоприятно влияет на ее антифрикционные свойства.

Марка бронзы	Основной химический состав	Предел прочности при растяжении	Предел прочности при сжатии	Предел текучести	Модуль упругости $\times 10^3$	Относительное удлинение	Относительное сужение	Твердость H_B	Твердость H_SA
		в кг/мм²				в %			
Бр. ОЦС 6-6-3	5–7 Sn; 5–7 Zn; 2–4 Pb	18–22	—	8–10	9	4–8	6–10	60–75	—
Бр. ОЦС 5-5-5	4–6 Sn; 4–6 Zn; 4–6 Pb	18–22	—	8–10	9	4–8	6–10	60–75	—
Бр. ОЦС 4-4-2,5	3–5 Sn; 3–5 Zn; 2–3 Pb	20	4,7	10	7,5	11	13	67	—
Бр. О10	9–11 Sn	20–25	12–14	18	10,6	3–10	10–14	70–80	17
Бр. ОФ 8,5–0,4	6–7 Sn; 0,2–0,6 Pb	25–35	10	14	10	15–30	10–14	75–90	15
Бр. ОЦ 10-2	9–11 Sn; 2–4 Zn	20–25	14	18	10	2–10	8–12	80–90	16
Бр. ОЦ 8-4	7–9 Sn; 4–6 Zn	20–25	11	12	10	4–10	10	75–85	15
Бр. ОФ 10-1	9–11 Sn; 0,8–1,2 Pb	25–35	13–14	20	10,3	3–10	—	80–120	22
Бр. ОС 8-12	7–9 Sn; 11–13 Pb	15–20	—	10–12	-	3–8	—	60–75	13
Бр. ОС 7-17	6–8 Sn; 15–19 Pb	15–17	12	—	—	5–7	7–12	55–80	12
Бр. ОС 5-25	4–6 Sn; 23–26 Pb	12–18	5–7	8–10	7–8,1	4–8	—	45–65	11
Бр. ОС 10-10	9–11 Sn; 9–11 Pb	15–18	—	—	—	3	—	70–100	20
Бр. ОНС 11-4-3	10–12 Sn, 3,5–4,5 Ni; 2–4 Pb	20–28	20	18	—	1,2	—	75	—

Таблица 26

Плотность в г/см³	Усадка в %	Линейная усадка в %	Жидкотекучесть в см	Коэффициент трения: со смазкой	Коэффициент трения: без смазки	Удельный вес в г/см³	Теплопроводность в кал/см·сек·град	Коэффициент линейного расширения $\times 10^{-6}$	Температура плавления в °С	Назначение
8,2	2–3	1,6	40	0,009	0,16	8,82	0,224	17,0	967	Арматура и втулки
—	2–3	1,6	40	0,009	0,16	8,82	0,224	17,0	967	Детали, работающие на трение, арматура и другие детали с поверхностью высокой чистоты
—	2,5	1,5	20	0,016	0,26	8,79	0,20	18,2	1018	Подшипники, втулки и другие детали
8,27	6,0	1,28	60	0,0006	0,17	8,80	0,115	18,5	1020	Арматура, подшипники, втулки и другие детали
—	5–6	1,45	117	0,010	0,12	8,65	0,12	17,1	995	Втулки и шестерни с небольшими удельными давлениями
—	1 ..5	1,45–1,50	80	0,006	0,2	8,80	0,132	19,3	980	Арматура высокого давления, шестерни, втулки
8,26	2–2,5	1,54	54	0,006	0,3	8,78	0,163	16,6	995	Арматура высокого давления, зубчатые колеса, втулки и другие детали, работающие на износ и коррозионную стойкость
8,34	0,9	1,44	50	0,008	0,1	8,76	0,082	17,0	934	Детали, требующие высоких антифрикционных свойств: вкладыши, подшипники, червячные колеса, кольца и другие детали, работающие на истирание
8,19	1,4	1,4	45	0,005	0,1	9,10	-	17,1	940	Подшипники и втулки
—	5,0	1,5	—	0,012	—	9,20	—	17,3	940	Подшипники и втулки
8,5	0,8–2	—	40	0,004	0,14	9,30	0,14	17,6	940	Втулки гидравлических насосов, подшипники, работающие при высоких давлениях и больших скоростях
—	—	1,37	—	0,007	—	9,00	0,108	—	1020	Ответственные втулки, подшипники и другие де-
	0,3–1	—	—	—	—	—	—	17,0	—	Детали, работающие при высоких давлениях, повышенной температуре, а также в условиях недостаточной смазки

Таблица 27

Марка	Химический состав в %	Способ заливки	Механические свойства: Предел прочности при растяжении в кг/мм²	Механические свойства: Относительное удлинение в % (на образцах диаметром 10 мм, длиной 50 мм)	Механические свойства: Твердость H_B	Примерное назначение
Бр. ОЦСН 3-7-5-1	Основной состав: 2,5—4,5 Sn; 6,0—9,5 Zn; 3—6 Pb; 0,5—1,5 Ni Примеси: 0,5 Sb; 0,4 Fe; 0,02 Al; 0,02 Si	Литье в песчаные формы Литье в кокиль	18 21	8 5	60 60	Арматура, работающая в условиях морской воды и пара, а также прокладки, работающие под давлением до 25 кг/см²
Бр. ОЦС 3-12-5	Основной состав: 2,0—3,5 Sn; 8—15 Zn; 3—6 Pb Примеси: 0,5 Sb; 0,4 Fe; 0,02 Al; 0,02 Si	Литье в песчаные формы Литье в кокиль	18 21	6 5	60 60	Арматура работающая в условиях пресной воды и пара, а также прокладки, работающие под давлением до 25 кг/см²
Бр. ОЦС 5-5-5	Основной состав: 4—6 Sn; 4—6 Zn; 4—6 Pb Примеси: 0,5 Sb; 0,4 Fe; 0,05 Al; 0,05 Si	Литье в песчаные формы и в кокиль	15	6	60	Антифрикционные детали
Бр. ОЦС 6-6-3	Основной состав: 5—7 Sn; 5—7 Zn; 2—4 Pb Примеси: 0,5 Sb; 0,4 Fe; 0,05 Al; 0,05 Si	Литье в песчаные формы и в кокиль	18	4	60	Антифрикционные детали
Бр. ОЦС 4-4-17	Основной состав: 3—5 Sn; 2—6 Zn; 14—20 Pb Примеси: 0,5 Sb; 0,4 Fe; 0,05 Al; 0,05 Si	Литье в песчаные формы	15	5	60	То же
Бр. ОЦС 3,5-6-5	Основной состав: 3—4,5 Sn; 5—7 Zn; 4—6 Pb Примеси: 0,5 Sb; 0,4 Fe; 0,05 Al; 0,05 Si	Литье в песчаные формы Литье в кокиль	15 18	6 4	60 60	Детали для тракторов

В настоящее время в литейном производстве для изготовления фасонных деталей применяют в основном вторичную литейную оловянную бронзу (табл. 27).

Вторичная оловянная бронза по своим механическим, физическим, химическим и технологическим свойствам во многих случаях удовлетворяет требованиям, предъявляемым машиностроительной промышленностью.

§ 3. БЕЗОЛОВЯННАЯ БРОНЗА

Для изготовления фасонных литых деталей применяют алюминиевую, кремнистую, свинцовую бронзу и бронзу специального назначения.

Безоловянная бронза по своим механическим, физико-химическим и эксплуатационным свойствам часто превосходит оловянную

Фиг. 54. Влияние алюминия на механические свойства алюминиевой бронзы.

Фиг. 55. Метод литья с поворотом формы.

бронзу. Химический состав безоловянной бронзы, механические, физические и технологические свойства приведены в табл. 28.

Наибольшее распространение получила алюминиевая безоловянная бронза А10. По сравнению с оловянной бронзой она обладает более высокими прочностью, коррозионной стойкостью, износостойкостью, жидкотекучестью. Но эта бронза обладает повышенной объемной и линейной усадкой. Общая объемная усадка ее 11,2%, усадка в период затвердевания 4,1% и линейная усадка 2,37%. При медленном затвердевании в песчаной форме алюминиевая бронза образует грубокристаллическое строение, вследствие чего отливки приобретают хрупкость. Характер изменения предела прочности при растяжении и относительного удлинения в зависимости от содержания алюминия показан на фиг. 54. Механические свойства алюминиевой бронзы возрастают только до определенного содержания алюминия в сплаве, затем снижаются. Алюминиевая бронза имеет

Таблица 28

Марка	Химический состав в %	Предел прочности при растяжении $\sigma_в$ в кг/мм²	Предел текучести $\sigma_т$ в кг/мм²	Относительное удлинение в %	Модуль упругости $\times 10^3$ в кг/мм²	Относительное сжатие в %	Ударная вязкость в кгм/см²	Удельный вес в г/см³	Коэффициент линейного расширения $\times 10^{-6}$	Теплопроводность в кал/см·сек·град	Электросопротивление в ом/мм²·м	Коэффициент трения: со смазкой	Коэффициент трения: без смазки	Температура плавления в °С	Температура заливки в °С	Линейная усадка в %	Твердость НБ	Области применения
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Бр. А10	Основной состав: 9—11 Al Примеси: 0,01 As; 0,02 Sb; 0,1Sn; 0,1Si; 0,5Ni; 0,5Fe; 0,5Zn; 0,5Mn; 0,03Pb	40—50	15—30	—	—	—	—	—	—	0,25	—	0,007	—	1040	1150—1200	1,8	110—120	Корпуса насосов, клапаны, волядя и вдровая арматура, втулки, вкладыши
Бр. АМц 9—2	Основной состав: 8—10 Al; 1,5—2,5 Mn Примеси: 0,05 As; 0,05 Sb; 0,2 Sn; 0,2 Si; 1,0 Ni; 0,1 Pb	40	20	20	9,2	40	7,2	8,2	17,0	0,17	0,11	0,006	0,18	1060	1120—1150	1,7	60	Зубчатые колеса, втулки, вкладыши, арматура
Бр. АЖ9-4	Основной состав: 8—10 Al; 2—4 Fe Примеси: 0,05 As; 0,05 Sb 0,2 Sn; 0,3 Si; 0,1 Ni; 0,1 Pb; 0,1 P; 1,0 Zn	55	35	10	11,6	42	8	7,5	18,1	0,14	0,12	0,004	0,18	1040	1060—1100	2,45	110—120	Арматура, подшипники, втулки, корпуса насосов, гайки, сальники
Бр. АЖМц 10-3-1,5	Основной состав: 9—11 Al; 2—4 Fe; 1—2 Mn Примеси: 0,01 As, 0,002Sb; 0,1 Sn; 0,5 Ni; 0,03 Pb, 0,5 Zn	50	19	20	10,0	55	5	7,5	16—19	0,14	0,189	0,004	—	1045	1120—1140	2,25	120	Зубчатые колеса, втулки, червячные венцы, подшипники
Бр. АЖН 10-4-4	Основной состав: 9,5—11 Al; 3,5—5,5 Fe; 3,5—5,5 Ni Примеси: 0,05 As; 0,2 Sn; 0,05 Sb; 0,2 Si; 0,05 Pb; 0,1 P, 0,5 Zn; 0,5 Mn	60	60	5	13,0	45	4,2	8,2	17,1	0,18	0,193	0,011	0,23	1084	1120—1200	1,8	110	Зубчатые колеса, корпуса и арматура для повышенного давления
Бр АЖН 11-6-6	Основной состав: 10,5—11,5 Al; 5—6,5 Fe; 5—6,5 Ni Примеси: 0,05 As, 0,05 Sb; 0,2 Sn; 0,2 Si, 0,05 Pb; 0,1 P; 0,6 Zn; 0,5 Mn	50	48	2	—	—	—	8,1	14,9	0,152	—	0,016	—	1135	1160—1200	—	250	Подшипники, работающие при большой удельной нагрузке на поверхность

Продолжение табл. 28

Марка	Химический состав в %*	Предел прочности при растяжении		Относительное удлинение в %	Ударная вязкость в кгс·м/см²	Твердость по Бринелю в кгс/мм²	Коэффициент трения		Температура плавления в °С	Температура заливки в °С	Линейная усадка в %	Твердость H_B	Области применения
		в кг/мм²	в Мн/м²				со смазкой	без смазки					
	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Бр. С30	Основной состав: 27—30 Pb Примеси: 0,1 Sn; 0,05 Sb; 0,1 Ni; 0,02 Si; 0,5 Ni; 0,1 P; 0,05 Fe; 0,1 Zn	6	3,8	4	7,5	—	0,5	9,4	18,4	0,34	—	0,004	0,165	980	1070	—	25	Для вкладышей подшипников
Бр. МцС 8-20	Основной состав: 7—8,5 Mn 18—22 Pb	17	10	12	—	11—14	0,7	1,0	8,83	18,5	—	0,018	0,13	885	1150	—	62	Детали, работающие на износ
Бр. МцСН 5-25-1,5	Основной состав: 4,5—5,5 Mn; 1—2 Ni; 23—27 Pb	16	9	8	—	11	0,7	9,09	18,0	—	—	0,019	—	924	1150	—	52	То же
		60	39—35	30	11,7—13,0	—	6,7	8,33	17,0	0,20	0,065	0,015	—	945	1080—1100	—	100—135	Пружины, инструмент и детали, работающие на износ
Бр. Б2																		

высокие пластические свойства при содержании алюминия примерно до 5 -7%.

Алюминиевая бронза вспенивается при заливке и поглощает газы, поэтому заливка должна производиться спокойно, преимущественно сифоном. Применяют метод литья с поворотом (фиг. 55), который устраняет брак литья по пленам. Температурный интервал затвердевания алюминиевой бронзы небольшой, затвердевает она с образованием концентрированных усадочных раковин. Для питания отливок необходимо устанавливать массивные прибыли. В отдельных частях отливки для выравнивания скорости охлаждения устанавливают холодильники. Применяют алюминиевую бронзу для изготовления деталей насосов, арматуры высокого давления, втулок и других деталей, требующих повышенной химической стойкости.

Механические и технологические свойства алюминиевой бронзы можно значительно улучшить путем добавки к ней дополнительных элементов: железа, марганца, никеля, свинца и др. Добавкой этих элементов устраняется склонность алюминиевой бронзы к образованию крупнокристаллического строения и повышается механическая прочность и износостойкость. Алюминиевая бронза с добавкой перечисленных элементов, называемая специальной алюминиевой бронзой, с успехом заменяет оловянную бронзу. Так, например, бронза марок Бр. АМц 9-2, Бр. АЖ9-4 и Бр. АЖМц 10-3-1,5 применяется для различного фасонного литья (табл. 28) и заменяет бронзы марок Бр. ОЦС 6-6-3; Бр. ОЦС 5-5-5, Бр. ОЦ 10-2 и Бр. ОЦ 8-4.

Особенно широкое применение находит бронза Бр. АЖ 9-4. Эта бронза имеет хорошие антифрикционные и литейные свойства и применяется для отливки в песчаные формы и в металлические формы как мелких, так и крупных деталей.

Алюминиевоникелевая бронза Бр. АЖН 10-4-4 и Бр. АЖН 10-6-6 обладает высокими механическими свойствами, износостойкостью и жаропрочностью. Из этой бронзы изготовляют ответственные детали, применяемые в самолетостроении, краностроении и турбостроении.

Алюминиевоникелевая бронза при 500° имеет механические свойства более высокие, чем оловянная бронза при комнатной температуре. Поэтому ее применяют для деталей, работающих при повышенных температурах (седла, краны, клапаны, втулки и др.).

Механические и физические свойства специальной алюминиевой бронзы приведены в табл. 28.

Кремнистая бронза превосходит по своим механическим свойствам оловянную бронзу, она имеет небольшой температурный интервал затвердевания, обладает достаточной жидкотекучестью. При нормальной температуре предельная растворимость кремния в меди составляет 3—4%. В табл. 29 приведены состав и основные свойства некоторых марок кремнистой бронзы.

Введение в кремнистую бронзу цинка или свинца улучшает ее литейные и эксплуатационные свойства. Так, например, добавка

Таблица 29

Марка	Химический состав в %				Температура в °С		Усадка в %	Состояние сплава	Механические свойства	
	Sl	Zn	Pb	Cu	плавления	литья			σ_b в кг/мм²	δ в %
Бр. К-3	3	—	—	Остальное	1020	1080—1130	1,14	Литье	25	10 -20
Бр. КЦ-4-4	4	4	—	»	1000	1050—1100	1,14	»	30	10
Бр. КЦ-3-9	3	9	—	»	980	1020	1,75	»	20	30
Бр. КС-3-6	3	—	6	»	1020	1070—1100		»	15	20
Бр. КС-3-4	3	—	4	»	1020	1075—1100	1,76	»	25	20
Бр. КЦС3-15-6	3	15	6	»	920	970—1000	1,65	»	30	15

свинца в количестве 3—4% повышает антифрикционные свойства кремнистой бронзы. Кремнистая бронза может заменять оловянную бронзу марок Бр. ОФ 10-1, Бр. ОЦ 10-2, Бр. ОЦ 8-4 и Бр. ОЦС 6-6-3. и заливки. Содержание вредных примесей в кремнистой бронзе ограничивается следующими пределами: 0,002% Bi, 0,02—0,05% Sb 0,2—0,5% Sn.

Содержание железа в кремнистой бронзе в отдельных случаях допускается до 2%.

Большой интерес в качестве заменителя оловянной бронзы представляет высокосвинцовая бронза марок Бр. СН 50-2 и Бр. С-30. Специальная высокосвинцовая бронза обладает высокой износостойкостью при трении в условиях высокой удельной нагрузки и при большом числе оборотов. При изготовлении подшипников бронзу наплавляют на стальную основу. Наплавка свинцовой бронзы может производиться на индивидуальную стальную основу для каждого подшипника отдельно или на стальную ленту, из которой потом штампуют вкладыши для подшипников. Изготовление таких лент производится на специальных установках.

Изготовление подшипников из свинцовой бронзы представляет большие трудности в связи с тем, что медь и свинец при высоких температурах (выше 1100°) находятся в жидком состоянии и представляют однородный раствор. При охлаждении до 1005° начинается кристаллизация меди, которая заканчивается при 952°. При понижении температуры до 326° медь и свинец существуют в твердом виде как самостоятельные составляющие. Размеры и форма выделений меди и свинца имеют большое значение для качества подшипника.

При медленном охлаждении свинцовой бронзы свинец выделяется в виде крупных включений, быстрое охлаждение обеспечивает дисперсное распределение свинца в меди.

Структура и свойства свинцовых бронз значительно меняются с введением добавок третьего компонента. Такие добавки, как никель, марганец, фосфор, олово, серебро и т. п., растворяются в меди, образуют твердые растворы и упрочняют свинцовую бронзу.

Для обеспечения высокого качества бинеметаллических подшипников соединение бронзы со сталью должно быть плотным, без отслоения; бронза не должна давать трещин, пористости, раковин; свинец должен быть распределен в бронзе равномерно, в виде мелких включений. Заливка свинцовой бронзы производится на стальную основу, содержащую до 0,25% углерода.

Простая марганцевая бронза Бр. Мц 5 обладает повышенной коррозионной стойкостью и жаропрочностью. При обычных температурах величина предела прочности равна 36 кг/мм², удлинение равно 40%, а при нагреве до 400° σ_b - 26 кг/мм², δ = 24%. Из этой бронзы можно изготовлять детали паровой арматуры, паровых котлов и др. Характеристика основных свойств специальной марганцевой бронзы приведена в табл. 28.

Бериллиевая бронза Бр. Б-2 в литейном производстве применяется редко. Эта бронза представляет значительный технический интерес в связи с тем, что ее свойства значительно улучшаются путем термической обработки. Она может иметь после отпуска высокие механические свойства: предел прочности при растяжении до 150 кг/мм², твердость H_B = 400 и относительное удлинение 2—3%. Из этой бронзы можно изготовлять инструмент и пружины; она также хорошо работает на износ и может применяться для изготовления ответственных машиностроительных деталей. Ввиду высокой стоимости эта бронза применяется в ограниченном количестве.

§ 4. ЛАТУНЬ

Простая латунь представляет собой сплав меди с цинком. Механические свойства латуни зависят от количества цинка. Наибольшая прочность латуни достигается при содержании 45—50% цинка, а наибольшее удлинение — при 30—35% цинка (фиг. 55)

Фиг. 56. Влияние цинка на механические свойства латуни.

Обычно содержание цинка в латуни для фасонного литья составляет 35—45%.

Присадка к меди цинка понижает температуру плавления сплава, увеличивает жидкотекучесть, улучшает механические свойства.

Таблица 30

Марка	Химический состав в %	Предел прочности при растяжении в кг/мм²	Относительное удлинение в %	Предел текучести в кг/мм²	Ударная вязкость в кгм/см²	Твердость H_B	Коэффициент трения f	Удельный вес в г/см³	Теплопроводность в кал/см сек °С	Литейная усадка в %	Коэффициент: со смазкой	Коэффициент: без смазки	Жидкотекучесть в см	Температура плавления в °С	Температура разливки в °С	Примерное назначение
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17
ЛА67-2,5	Основной состав: 66—68 Cu; 2—3 Al; примеси: 1,0 Pb; 1,0 Sn; 0,1 Sb; Mn 0,5	30 40	12—15	15,2	—	90	—	8,5		1,25	-	—	57	955	1050—1100	Коррозионностойкие детали в морском и общем машиностроении
ЛАЖМц 66-6-3-2	Основной состав: 64—68 Cu; 5—7 Al 2—4 Fe; 1,5—2,5 Mn; примеси: 1,0 Pb; 1,0 Sn, 0,1 Sb	60— 70	7	-	—	160	—	8,5	—		-	-	-	-	1100	Гайки нажимных винтов, червячные винты и другие детали
ЛАЖ 60-1-1л	Основной состав: 58—61 Cu; 0,75—1,5 Al; 0,75—1,5 Fe; 0,1—0,6 Mn; 0,2—0,7 Sn; примеси: 0,4 Pb; 0,1 Sb; 0,01P	38— 42	18-20	25	—	90	—	8,5	—	—	-	-	-	-	1100	Арматура, втулки, подшипники
ЛК 80-3Л	Основной состав: 79—81 Cu; 2,5—4,5 Si; примеси: 0,3 Sn; 0,1 Sb; 0,6 Fe, 1,0 Mn; 0,3 Al	25— 30	10 45	16	12	90— 110	17	8,3	—	1,7	0,01	0,19	80	890	950— 980	Шестерни, детали морских судов, арматура для морской воды
ЛКС8	2,0—4,0 Si; примеси: 0,3 Sn; 0,1 Sb; 1,0 Mn; 0,6 Fe; 0,3 Al	30	15	14	4	110	7	8,6	0,096	1,7	0,009	0, 5			980	пинки, сальники
ЛМцС58-2-2	Основной состав: 57—60 Cu; 1,5—2,5 Mn; 1,5—2,5 Pb; примеси: 0,5 Sn; 0,1 Sb; 0,6 Fe, 1,0 Al	35— 25	8— 10	21	7	70—90	—	8,5	0,11	1,8	0,016	0,24	22	—	1050	Армировка вагонных подшипников, детали, работающие на трение
ЛМцОС 58-2-2	Основной состав: 56—60 Cu; 1,5—2,5 Mn; 1,5—2,5 Pb; 0,5—2,5 Pb; примеси: 0,1 Sb; 0,8 Fe; 0,3 Al	30	4—6	26	-	90— 100	—	8,5	0,118	—	—	—	—	—	1050	Шестерни, червяки и втулки
ЛМцЖ 55-3-1	Основной состав: 53—58 Cu; 0,5—1,5 Fe; 3—4 Mn; примеси: 0,6 Pb; 0,5 Sn; 0,1 Sb; 0,6 Al	45— 50	10— 15	28	—	90— 120	—	8,5		1,6	0,047	—	50	—	1000	Арматура для морского судостроения, работающая при температуре 300°, гребные винты, лопасти и другие детали
ЛМцЖ52-4-1	Основной состав: 50—55 Cu; 0,6—1,5 Fe; 4—5 Mn; примеси: 0,5 Pb; 0,5 Sn; 0,1 Sb; 0,5 Al	50	16	30	—	100— 140	22,7	8,3	0,18	—	—	0,32	-	—	1000	Авиадетали, несущие силовые нагрузки, T_2 подшипники, арматура
ЛС 59-1Л	Основной состав: 57—61 Cu; 0,8—1,9 Pb; примеси: 0,05 Sb; 0,8 Fe	20	20	16	2,6	80—90	20,1	8,5	0,26	2,23	0,013	0,17	51	885	1030— 1080	Втулки для подшипников. Литые деталей под давлением

Для улучшения механических, физических, химических и технологических свойств в латунь вводят различные элементы: марганец, свинец, олово, алюминий, железо, кремний, никель и др. Латунь с добавкой таких элементов называют специальной.

В табл. 30 приведены состав и области применения специальной латуни. Главная особенность латуни состоит в том, что она самораскисляется за счет цинка.

При испарении цинка сплав рафинируется и защищается от насыщения печными газами.

Кремнистая латунь марок ЛК 80-3 и ЛКС 80-3-3 обладает высокой жидкотекучестью и хорошо заполняет формы. Отливки из кремнистой латуни хорошо выдерживают воздушное и гидравлическое давление. Эта латунь хорошо обрабатывается и сваривается. Кремнистая латунь ЛКС 80-3-3, содержащая свинец, обладает повышенными антифрикционными свойствами и более высокой химической стойкостью в серной кислоте, чем оловянная бронза.

Кремнистая латунь обладает склонностью к поглощению газов во время плавки, выделяющихся при затвердевании и способствующих образованию газовых раковин.

Эта латунь имеет значительную объемную усадку, поэтому требует установки прибылей, в противном случае в толстых местах отливок образуются раковины или усадочная межкристаллическая пористость. Кремнистая латунь имеет недостаточную пластичность при высоких температурах, поэтому формы и стержни должны быть податливыми во избежание образовывания трещин. Заливку форм производят при возможно более низкой температуре.

Литниковая система должна обеспечивать спокойное заполнение формы и хорошее улавливание окисных пленок.

Свинцовая латунь отличается хорошей обрабатываемостью режущим инструментом. Механические свойства свинцовой латуни несколько ниже по сравнению с латунью других марок. Свинец нерастворим в твердой меди и в латуни. Поэтому в свинцовой латуни свинец располагается по границам зерен твердого раствора, изолируя их друг от друга. Отливки из латуни, содержащей свинец, хорошо обрабатываются на механических станках.

Гетерогенность структуры свинцовой латуни обеспечивает антифрикционные свойства, поэтому свинцовые латуни можно применять для изготовления деталей, работающих на трение.

Марганцевая латунь находит применение в промышленности благодаря повышенным механическим свойствам, жаростойкости и повышенной сопротивляемости коррозии. В практике применяют марганцевые латуни, в состав которых входят железо, алюминий и свинец. Добавка к марганцевой латуни различных элементов улучшает ее литейные и механические свойства.

Алюминиевая латунь обладает устойчивостью против воздействия морской воды, поэтому она находит применение в морском судостроении. Кроме того, алюминиевая латунь применяется в машиностроении.

Оловянная латунь хорошо сопротивляется воздействию морской воды и морскому влажному воздуху, вследствие чего она получила название морской латуни. Содержание олова в этой латуни находится в пределах 1,0—1,5%. Олово повышает механическую прочность латуни и коррозионную стойкость в морской воде.

Латунь многих марок, кроме повышенной коррозионной стойкости, обладает хорошими антифрикционными свойствами и может применяться для машиностроительных деталей, работающих на трение. Поэтому в машиностроительной промышленности оловянная бронза с успехом заменяется латунью.

§ 5. МЕДНОНИКЕЛЕВЫЕ СПЛАВЫ

Никель с большим количеством различных металлов образует двойные и более сложные растворы, которые обладают высокой прочностью, пластичностью, повышенным электросопротивлением, малым температурным коэффициентом электросопротивления, хорошей жаропрочностью и значительной коррозионной стойкостью.

Медноникелевые сплавы применяются для изготовления деталей измерительных приборов, реостатов, деталей химической аппаратуры, архитектурных, бытовых и художественных изделий, медицинских инструментов и т. п. В табл. 31 приведены составы медноникелевых сплавов и их физико-механические свойства.

Таблица 31

Название сплава	Химический состав в %	Максимальная рабочая температура в °С	Механические свойства в отожженном состоянии		Удельная электрогроводность в м/ом·мм²		Температурный коэффициент сопротивления		Температура начала пластической деформации в °С
			$\sigma_в$ в кг/мм²	δ в %	t в °С	Ω	t в °С	α	
Константан	58 8 Ni; 40 Cu; 1,2 Mn	500—600	45—50	30	0	0,500	0—100	0,0000206	800—820
Копель	43,3 Ni; 56,5 Cu	500 600	35—40	35 –40	0	0,500	0—100	0,00014	800—850
Манганин	2 4 Ni; 84 - 86 Cu; 12 Mn	100—200	40—45	25—30	0	0,448	0—100	0,00008	750—850
Монель-металл	67—69 Ni; 28 Cu; 1—2 Mn; 1,5—2,5 Fe	—	40—50	30—35	0	0,417	0—100	0,00169	800—850

Фасонных деталей из медионикелевых сплавов изготовляют сравнительно мало. Производство отливок из медионикелевых сплавов представляет известные трудности, так как требуется сравнительно высокая температура плавки и заливки, хорошая дегазация и раскисление сплава.

Раскисление медионикелевых сплавов производится вначале марганцем, а затем магнием, поэтому почти во всех медионикелевых сплавах всегда содержится до 2% Mn.

При плавлении никель поглощает в большом количестве газы — водород, окись углерода и углекислоту, которые выделяются во время затвердевания и могут образовывать газовые раковины в отливках. Марганец является хорошим дегазатором, кроме того, он улучшает механические свойства никелевых сплавов.

Сера в никелевых сплавах является вредной примесью, которая образует с никелем соединение Ni_3S_2. Это соединение при кристаллизации сплава выделяется по границам зерен и понижает механические свойства сплава. Вредное влияние серы устраняется добавкой Mn и Mg, которые образуют с серой тугоплавкие соединения MnS, MgS и всплывают в шлак.

ГЛАВА VI

АЛЮМИНИЕВЫЕ ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ

Литейные алюминиевые сплавы широко применяются во всех отраслях промышленности и особенно в авиационной промышленности. Они обладают хорошими литейными, технологическими, механическими и физическими свойствами: высокой жидкотекучестью, позволяющей получать очень сложные литые детали; сравнительно малой линейной усадкой; высокими удельной конструкционной прочностью $\left(\frac{\sigma_b}{\gamma}\right)$, коррозионной стойкостью, теплопроводностью, электропроводностью и хорошей обрабатываемостью режущими инструментами.

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Применяемые в литейном производстве литейные алюминиевые сплавы классифицируются по химическому составу. В табл. 32 указано примерное назначение отдельных марок алюминиевых сплавов

Характерными группами литейных алюминиевых сплавов являются: алюминиевокремнистые с содержанием кремния более 5%; алюминиевомедные с содержанием меди более 5%; алюминиевомедникремнистые с содержанием меди до 8% и кремния до 6%; алюминиевомагниевые с содержанием магния выше 5%; сложные алюминиевые сплавы.

Механические свойства алюминиевых литейных сплавов зависят от многих факторов: технологии литья (в песчаные, металлические формы или литье под давлением); способа обработки жидкого металла (рафинирование, модифицирование); способа термической обработки.

Механические свойства литейных сплавов, в зависимости от перечисленных выше факторов, приведены в табл. 33.

В зависимости от условий работы литой детали выбирается соответствующая марка сплава и технологический процесс изготовления литой детали.

§ 2. АЛЮМИНИЕВОКРЕМНИСТЫЕ СПЛАВЫ

Алюминиевокремнистые сплавы представлены в ГОСТ марками АЛ2, АЛ4, АЛ9. Эта группа сплавов характеризуется самыми лучшими литейными свойствами: малой линейной усадкой, повышенной жидкотекучестью, отсутствием склонности к образованию

Таблица 32

Марка сплава	Основные компоненты (остальное — алюминий)					Примеси (не более)										Примерное назначение
						Fe								Сумма учитываемых примесей		
						для литья			для литья							
	Si	Cu	Mg	■	Прочие	впечатная форма	в кокиль	■ ■ ■

Продолжение табл. 32

Марка сплава	Основные компоненты (остальное — алюминий)					Примеси (не более)										Сумма учитываемых примесей		Примерное назначение
						Fe										для литья		
	Si	Cu	Mg	Mn	Прочие	в песчаные формы	в кокиль	под давлением	Si	Zn	Mn	Cu	Mg	Прочие		в песчаные формы	в кокиль под давлением	
1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15		16	17	18	19
АЛ8		—	9,5—11,5	—	—	0,3	0,3	—	0,5	0,1	0,1	0,3		Бериллий 0,07 Титан 0,07		1,1	1,1	—	Детали машин, несущие значительные ударные нагрузки; детали высокой коррозионной стойкости; детали приборов
АЛ9	5,0—8,0	—	0,2—0,4	—	—	0,6	1,0	1,5	—	0,3	0,5	0,2	—	—		1,0	1,4	1,9	Детали узлов сложной конфигурации и средней нагруженности
АЛ9В	5,0—8,0	—	0,2—0,5	—	—	1,1	1,2	—	—	0,5	0,5	1,5		Никель 0,3		3,7	3,8	—	Машиностроительные детали, несущие среднюю нагрузку
АЛ10В	4,0—6,0	5,0—8,0	0,2—0,5	—	—	1,2	1,5	—	—	0,6	0,5	—	—	Никель 0,5		2,5	2,7	—	Поршни автомобильных двигателей и др.
АЛ11	5,0—8,0		0,1—0,3	—	Цинк 10,0—14,0	0,6	1,2	—	—	—	0,5	0,6	—	—		1,8	2,0	—	Детали автомобильных двигателей и танковых двига-

			11,0	—	—		1,0	0,3	—	1,0	0,3	—	—	—		2,8	3,0	—	тели. Детали приборов; подмодельные плиты
АЛ13	0,8—1,3	—	4,5—5,5	0,1—0,4	—	0,5	—	—	—	0,2	—	0,1	—	—		0,6	—	—	Детали высокой коррозионной стойкости или работающие при повышенных температурах
АЛ14В	6,0—8,0	1,5—3,0	0,2—0,6	0,2—0,6	—	1,1	1,5	—	—	0,5	—	—	—	Никель 0,3		1,8	2,0	—	Детали двигателей, приборов, арматуры; предметы ширпотреба
АЛ15В	3,0—3,5	3,5—5,0	—	0,2—0,6	—	1,2	1,3	—	—	2,0	—	—	0,6	Никель 0,5		4,0	4,1	—	Малонагруженные детали приборов, двигателей, арматуры; предметы ширпотреба
АЛ16В	3,0—5,0	2,0—4,0	—	0,2—0,5	Цинк 2,0—4,0	1,1	1,2	—	—	—	—	—	0,3	Никель 0,3		1,7	1,8	—	Фасонные машиностроительные детали
АЛ17В	3,0—5,0	1,5—3,5	—	0,2—0,6	Цинк 4,0—7,0	1,1	1,2	—	—	—	—	—	0,3	Никель 0,3		1,7	1,8	—	Фасонные машиностроительные детали, предметы ширпотреба
АЛ18В	1,5—2,5	7,5—2,5	—	0,3—0,8	—	Железо 1,0—1,8	—	—	—	0,5	—	—	0,6	Никель 0,6		1,7	—	—	Неответственные машиностроительные детали; предметы ширпотреба

* Буква В при обозначении марки сплава указывает, что отливки изготовляются из вторичных литейных алюминиевых сплавов, поставляемых в литейные цеха в виде чушек (ГОСТ 1583-55).

горячих трещин. Детали из алюминиевокремнистых сплавов обладают высокой плотностью и повышенной коррозионной стойкостью.

Растворимость кремния в твердом алюминии весьма низкая и составляет при 550° всего 1,5%, а при 200° 0,1%. Кремний не образует с алюминием химических соединений и поэтому находится в сплавах в виде отдельных включений или в виде двойных или более сложных эвтектик.

Чем больше в сплаве содержится кремния (выше 5%), тем крупнее первичное зерно сплава. По этой причине высококремнистые сплавы без специального размельчения структуры имеют низкие механические свойства. Кроме того, с увеличением содержания кремния в сплавах растет склонность к поглощению газов и образованию крупной пористости. Пористость резко снижает механические свойства. Поэтому алюминиевокремнистые сплавы с содержанием более 7% кремния для размельчения структуры подвергают модифицированию. Так, например, сплав АЛ2 без модифицирования имеет σ_b 13—14 *кг/мм*², δ 1—3%, а после модифицирования σ_b = 17—23 *кг/мм*² и δ = 3—8%.

В настоящее время употребляются только модифицированные высококремнистые сплавы. Для повышения механических свойств за счет тепловой обработки в алюминиевокремнистые сплавы вводят дополнительные элементы. Добавление магния к этим сплавам дает возможность применять термическую обработку и улучшать механические свойства. Объясняется это тем, что магний образует соединение Mg_2Si, которое кристаллизуется в мелкозернистой форме. Количество магния в сплавах зависит от содержания в сплаве кремния. Так, для сплава АЛ4 оно составляет 0,17—0,3%; для сплава АЛ9 0,25—0,4%. При понижении содержания магния увеличивается пластичность, а при повышении — увеличивается предел прочности.

На измельчение зерна алюминиевых сплавов влияют титан и цирконий, поэтому их присутствие в сплавах желательно в количестве до 0,15%.

Сплав АЛ2 обладает высокими литейными свойствами и не требует термической обработки (табл. 33).

К недостаткам сплава АЛ2 следует отнести образование крупной пористости и концентрированных усадочных раковин в массивных частях отливки, а также пониженную обрабатываемость режущим инструментом.

Сплав АЛ4 обладает высокими механическими свойствами, но изготовление отливок из этого сплава затруднено тем, что этот сплав надо обязательно модифицировать и заливать формы с применением методов кристаллизации отливок под давлением.

Примесь железа в количестве более 0,4% резко снижает пластичность. Для снижения вредного влияния железа в сплав АЛ4 добавляют кобальт, марганец, ванадий, никель, хром. Их действие выражается в превращении железосоставляющей фазы в более компактную

Таблица 33

Марка сплава	Способ литья [1]	Виды тепловой обработки [2]	Механические свойства			Характеристика условий работы детали
			Предел прочности при растяжении в *кг/мм*²	Относительное удлинение ($l = 5d$) в %	Твердость H_B, диаметр шарика 10 мм; нагрузка 1000 *кг*	
			не менее			
1	2	3	4	5	6	7
АЛ1	З; К	Т5	20	0,5	95	Детали средней нагруженности
АЛ2	ЗМ; КМ	—	15	4	50	—
	К; Д		16	2	50	—
АЛ3	З; К; Д		12		65	
	З; К	Т1	17	1	70	Детали большой нагруженности
	З; Д; К	Т2	12	—	65	Детали, требующие постоянных размеров
	З; К	Т5	21	—	75	Крупные детали средней нагруженности
	З; К	Т7	20	1	70	Детали, работающие при повышенных температурах
	З; К	Т8	18	2	65	Мелкие детали повышенной пластичности
АЛ4	ЗМ	—	15	2	50	Детали средней нагруженности
	К	Т1	20	1,5	70	
	ЗМ	Т6	23	3	65	Крупные детали большой нагруженности
	К	Т6	23	3	70	
АЛ5	З; К	Т1	16	—	65	Детали средней нагруженности
	З	Т5	20	—	70	Крупные детали большой нагруженности
	З; К	Т7	18	1	65	Детали, работающие при повышенных температурах
АЛ6	З; К	—	12	3	40	—
	З; К Д	Т2	15	1	45	Детали, для которых требуется постоянство размеров
АЛ7	З; К	Т4	20	6	50	Детали, требующие повышенной пластичности
	З; К	Т5	22	3	70	Детали с повышенным пределом текучести и твердостью

Продолжение табл. 33

Марка сплава	Способ литья[1]	Вид термической обработки[2]	Механические свойства			Характеристика условий работы детали
			Предел прочности при растяжении $\sigma_в$, кг/мм²	Относительное удлинение ($l = 5d$) δ, %	Твердость H_B, диаметр шарика 10 мм, нагрузка 1000 кг	
			не менее			
1	2	3	4	5	6	7
АЛ8	З	Т4	28	9	—	Детали отливок с резким переходом в сечениях
АЛ9	К	—	16	2	50	—
	Д	—	15	1	50	—
	З; К	Т4	18	4	50	Детали повышенной пластичности
	З; К	Т5	20	2	50	Детали с повышенным пределом текучести и твердости
АЛ10	З	Т6	13	—	70	—
	К	Т6	20	—	100	Детали, требующие повышенной твердости
АЛ11	З	—	20	2	80	—
	К	—	25	1,5	90	—
АЛ12	З; К; Д	—	11	—	50	—
	З; К	Т6	17	—	100	Детали, требующие повышенной твердости
АЛ13	З; К; Д	—	15	1	55	—

[1] Условные обозначения способов литья: З — литье в землю; К — литье в кокиль; Д — литье под давлением; буква „М" обозначает, что данный способ литья применяется с модифицированием.

[2] Условные обозначения видов термической обработки: Т1 — старение; Т2 — отжиг; Т4 — закалка; Т5 — закалка и частичное старение; Т6 — закалка и полное старение до максимальной твердости; Т7 — закалка и стабилизирующий отпуск; Т8 — закалка и смягчающий отпуск.

форму. Совместное присутствие этих элементов с медью повышает жаропрочность алюминиевокремнистых сплавов.

Для литья средненагруженных деталей применяется сплав АЛ20, который обладает высокими литейными свойствами.

§ 3. АЛЮМИНИЕВОМЕДНЫЕ СПЛАВЫ

Алюминиевомедные сплавы в ГОСТ представлены марками АЛ7 и АЛ12. Растворимость меди в алюминии при обычной температуре незначительна, но с повышением температуры до 548° содержание меди в сплаве достигает 5,65%. Это позволяет применять алюминиевомедные сплавы, содержащие 4—6% меди в термически обработанном состоянии. Двойные сплавы алюминия с медью обладают хорошими механическими, но низкими литейными свойствами. Для улучшения литейных свойств необходимо добавлять другие элементы или увеличивать содержание меди. Увеличение количества меди в сплаве улучшает литейные свойства, но снижает механические свойства, так как в сплавах появляется хрупкая составляющая $CuAl_2$.

Сплав АЛ7 применяется для заливки различных фасонных деталей, а сплав АЛ12 — для автомобильных и мотоциклетных поршней, карбюраторов, модельных плит. Мелкозернистую структуру в сплаве АЛ7 можно получить путем присадки титана, понижения температуры заливки и повышения скорости кристаллизации. Добавка марганца к алюминиевомедным сплавам снижает чувствительность отливок к горячим трещинам и повышает их жаропрочность.

§ 4. АЛЮМИНИЕВОМЕДНОКРЕМНИСТЫЕ СПЛАВЫ

Алюминиевомедно-кремнистые сплавы представлены в ГОСТ марками АЛ3, АЛ5, АЛ6 и АЛ10. Главными легирующими примесями в этих сплавах являются медь и кремний.

Увеличение в кремнистом сплаве меди снижает его коррозионную стойкость, но повышает предел прочности. Часть меди образует твердый раствор с алюминием, а часть кристаллизуется в виде мелкозернистой сложной эвтектики ($Al_2Mg_2Si_2Cu_3$). Жаропрочность этих сплавов повышается за счет обогащения твердого раствора алюминия медью.

Наилучшими литейными свойствами из этой группы обладает сплав АЛ5. Литье из этого сплава производится без применения автоклава. Модифицирование сплава также не производится. Сплав АЛ5 менее чувствителен к вредному влиянию железа, является более жаропрочным, чем сплав АЛ4. Этим и объясняется широкое применение сплава АЛ5 для литья нагруженных деталей.

Сплав АЛ10 отличается хорошей жидкотекучестью и сравнительно небольшой линейной усадкой. Сплав обладает жаропрочностью, из него изготовляют сложные ребристые детали двигателей внутреннего сгорания. Механические свойства этих сплавов и методы термической обработки приведены в табл. 33.

§ 5. Алюминиевомагниевые сплавы

Алюминиевомагниевые сплавы представлены в ГОСТ марками АЛ8 и АЛ13. Эти сплавы по механическим свойствам являются наиболее прочными из алюминиевых сплавов. Особенно прочным является сплав АЛ8 : $\sigma_в \approx 40$ кг/мм²; $\delta \approx 15\%$. Получение отливок из алюминиевомагниевых сплавов требует применения сложной технологии. Предельная растворимость магния в алюминии при нормальной температуре составляет всего 1,4%, но по мере повышения температуры до 435° растворимость достигает 14%. Это дает возможность получать высокие механические свойства путем закалки отливок. Без закалки в металле отливок могут находиться хрупкие интерметаллические соединения Al_3Mg_2 или Al_8Mg_5, снижающие механические свойства отливок.

Для повышения жидкотекучести в алюминиевомагниевых сплавах желательно иметь максимальное количество магния — до 14%, но при этом трудно достигается гомогенизация при термической обработке. Поэтому в промышленных сплавах магния содержится до 12%. Сплавы с содержанием более 8% магния необходимо плавить с применением флюсов и добавлять бериллий в количестве 0,03—0,05%. Эти сплавы обладают склонностью к образованию трещин в местах резкого перехода от одного сечения к другому.

Алюминиевомагниевые сплавы весьма чувствительны к примесям — меди, железу и кремнию, которые, образуя различные соединения, при кристаллизации располагаются по границам зерен. Наличие включений этих примесей снижает пластические и коррозионные свойства сплава.

Для повышения коррозионной стойкости в эти сплавы вводят марганец и хром. При заливке сплава в формы он может окисляться, и окисные пленки могут располагаться по границам зерен. Добавка титана и бериллия или ускоренное охлаждение утолщенных мест отливки устраняют окисление. Алюминиевомагниевые сплавы могут реагировать с влагой формы, поэтому в формовочные смеси добавляют борную кислоту, а стержни окрашивают специальной краской с фторприсадкой.

Чтобы повысить механические свойства сплавов АЛ8 и АЛ13, их обрабатывают в жидком виде солями циркония.

Алюминиевомагниевые сплавы с содержанием менее 9% магния термической обработке не подвергаются ввиду незначительного эффекта.

Сплавы группы алюминий — магний применяются для литья деталей под давлением.

§ 6. Алюминиевоцинкокремнистые сплавы

Алюминиевоцинкокремнистые сплавы в ГОСТ представлены маркой АЛ11. Эти сплавы в промышленности называют цинковыми силуминами,

В состав цинковых силуминов входят: 8—14% цинка; 6—8% кремния и небольшое количество меди, марганца, магния (до 0,25%). Цинковые силумины имеют хорошие литейные свойства.

Механические свойства их в литом состоянии без термической обработки также высокие (табл. 33).

Такое сочетание литейных и механических свойств обусловливается тем, что цинк входит в α-твердый раствор, повышая механические свойства, а кремний почти весь находится в виде двойной эвтектики (α + Si), обеспечивая получение высоких литейных свойств. Примеси железа, кальция, калия, натрия снижают механические свойства цинковых силуминов.

К недостаткам этого сплава относятся пониженная плотность, низкая жаростойкость и повышенная склонность к росту вследствие распада твердого раствора алюминия.

Сплав АЛ11 применяется для изготовления деталей автомобильных и других двигателей.

§ 7. Сложные алюминиевые сплавы

К этой группе относятся жаропрочные сплавы, имеющие сложный химический и фазовый составы; в ГОСТ эта группа сплавов представлена маркой АЛ1. В отдельных случаях для более сложных деталей применяют сплавы АЛ10. Получение жаропрочных алюминиевых сплавов имеет большое практическое значение, так как эти сплавы длительное время могут работать при повышенных температурах, сохраняя свои механические свойства. Поэтому жаропрочным алюминиевым сплавам в современной промышленности уделяется особое внимание. Жаропрочные свойства сплава зависят от многих факторов: степени и сложности легирования α-твердого раствора; особой роли малых добавок, входящих в твердый раствор; характера микростроения зерен твердого раствора; температуры плавления как эвтектики, так и металлов, входящих в твердый раствор; фазового состава сплава и др.

Сплав АЛ1 применяется главным образом для изготовления поршней. Он имеет низкую жидкотекучесть, затрудняющую изготовление сложных деталей. Высокая линейная усадка при затвердевании и широкий интервал кристаллизации вызывают образование трещин и рыхлот при литье в песчаные и металлические формы. Поэтому в практике этот сплав заменяют сплавом АЛ10, который имеет хорошие литейные свойства, но уступает несколько в жаропрочности. Состав сплава АЛ1 и его механические свойства приведены в табл. 32 и 33.

При разработке технологических процессов литья необходимо иметь в виду, что многие алюминиевые сплавы изменяют механические свойства в зависимости от толщины стенки (табл. 34).

Из приведенной таблицы видно, что наиболее чувствительными к изменению толщины стенки сплавами являются алюминиево-медные и алюминиевомагниевые сплавы.

Таблица 34

Марка сплава	Диаметр заготовки образца 15 мм: Предел прочности в кг/мм²	15 мм: Удлинение в %	30 мм: Предел прочности в кг/мм²	30 мм: Удлинение в %	45 мм: Предел прочности в кг/мм²	45 мм: Удлинение в %	60 мм: Предел прочности в кг/мм²	60 мм: Удлинение в %
АЛ2 (модифицированный)	19,0	15,0	18,0	13,0	17,5	10,0	16,0	7,0
АЛ3 (литой)	19,0	2,0	18,0	1,5	16,0	1,2	14,0	1,0
АЛ4 (модифицированный, закаленный и после старения)	26,0	5,0	22,0	4,0	19,0	3,0	18,0	2,0
АЛ5 (закаленный и после старения)	22,0		20,0		18,0	—	16,0	—
АЛ7 (закаленный)	23,0	8,0	18,0	6,0	15,0	3,0	13,0	2,0
АЛ8 „	23,0	9,0	18,0	5,0	17,0	4,0	16,0	2,5
АЛ9 „	20,0	5,0	17,0	3,0	15,0	2,0	14,0	1,5
АЛ10 (закаленный и после старения)	22,0		20,0	—	18,0	—	18,0	—
АЛ12 (литой)	18,5		13,0	—	12,0	—	11,0	—
АЛ13 „	18,5	—	13,0	—	12,0	—	11,0	—

§ 6. СПОСОБЫ УЛУЧШЕНИЯ СВОЙСТВ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Характеристика основных литейных свойств алюминиевых сплавов приведена в табл. 35.

Физические свойства алюминиевых литейных сплавов приведены в табл. 36. Несмотря на то, что алюминиевые сплавы имеют сравнительно хорошие свойства, работы по улучшению их неустанно продолжаются.

Из современных способов улучшения свойств литейных сплавов необходимо отметить обработку жидких сплавов солями циркония. Особенно значительный эффект достигнут при обработке сплавов АЛ8 и АЛ13. В сплаве АЛ8 при литье в песчаные формы механические свойства значительно повысились: $\sigma_b \approx 41$ кг/мм² и $\delta \approx 22\%$.

При обработке сплава АЛ13 механические свойства также повышаются: предел прочности с 19 до 20,6 кг/мм²; относительное удлинение — в 1,5 раза. Кроме повышения механических свойств, улучшаются также литейные и технологические свойства: исчезает газовая пористость, повышается жидкотекучесть, уменьшается усадочная рыхлота, уменьшается склонность сплавов к трещинообразованию; повышается коррозионная стойкость. Все эти положительные результаты достигаются за счет хорошей дегазации сплавов и за счет

Таблица 35

Марки сплава	Температурный интервал кристаллизации в °С	Температура литья в °С	Линейная усадка в %	Жидкотекучесть при 720° С (длина спирали) в мм	Примечания
АЛ1	630—540	720—770	1,35	375	Рафинированный хлором
АЛ2	590—570	680—780	0,9	820	Модифицированный
АЛ3	586—526	700—750	1,30	460	Рафинированный хлором
АЛ4	612—575	730—750	1,0	800	Модифицированный
АЛ5	578—540	690—720	1,10	750	Рафинированный хлором
АЛ6	578—540	690—730	1,2	650	То же
АЛ7	630—540	720—750	1,30	400	„
АЛ8	530—449	640—700	1,30	420	Плавленный под флюсом
АЛ9	610—575	690—740	1,25	750	Рафинированный хлором
АЛ10	578—540	690—730	1,25	700	То же
АЛ11	600—540	700—730	1,2	600	„

Таблица 36

Марки сплава	Удельный вес	Коэффициент термического расширения $\alpha \cdot 10^{-6}$: 20	100	20	200	20—300	Теплопроводность в кал/см·сек·град	Электропроводность в % от меди	Состояние отливки
АЛ1	2,78	22,5		23,2		24,4	0,34	34	Термически обработанная
АЛ2	2,65	20,0		21,0		22,0	0,42	40	Без термической обработки
АЛ3	2,67	22,0		23,0		24,0	0,36	37	То же
АЛ4	2,65	20,0		21,0		22,0	0,35	38	Термически обработанная
АЛ5	2,67	22,0		23,0		24,0	0,36	36	То же
АЛ6	2,76	21,5		22,5		23,5	0,34	37	Без термической обработки
АЛ7	2,78	22,0		23,0		24,0	0,33	36	Термически обработанная
АЛ8	2,65	24,5		25,5		27,0	0,20	21	То же
АЛ9	2,66	21,5		22,5		23,5	0,36	39	„
АЛ10	2,69	22,0		23,0		24,0	0,36	36	„
АЛ11	2,73	22,0		23,0		24,0	0,29	31	Без термической обработки
АЛ12	2,85	22,0		—		—	0,29	30	То же
АЛ13	2,60	20,0		24,0		27,0	0,30	—	Термически обработанная

легирования цирконием, который остается в сплаве после восстановления.

Обработка алюминиевомагниевых сплавов солями циркония широко внедряется в нашу промышленность.

Таким образом, улучшение алюминиевых сплавов идет в направлении подбора химического состава, улучшения технологии обработки жидких сплавов и применения наиболее рациональных режимов термической обработки литых деталей.

ГЛАВА VII

МАГНИЕВЫЕ ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ

Возрастающий интерес к магниевым сплавам как к конструкционным литейным материалам объясняется их особыми свойствами: малым удельным весом; относительно высокими механическими свойствами; способностью воспринимать большие ударные нагрузки; химической стойкостью по отношению к щелочам, керосину, бензину и минеральным маслам; хорошей обрабатываемостью режущим инструментом и др.

Применение магниевых сплавов дает возможность снизить вес машин и повысить их коэффициент полезного действия.

В настоящее время магниевые сплавы не отличаются большим разнообразием, характерным для алюминиевых сплавов. В промышленности применяется всего несколько литейных магниевых сплавов. Наибольшее распространение из них получили сплавы системы Mg + + Al + Zn.

§ 1. КЛАССИФИКАЦИЯ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Классификация литейных магниевых сплавов (по ГОСТ 2856-55) производится в зависимости от химического состава (табл. 37). Из приведенной таблицы видно, что для изготовления фасонных деталей применяется 6 марок магниевых сплавов. Заливка магниевых сплавов может производиться в песчаные формы, в кокиль и под давлением.

Часть сплавов для улучшения механических свойств подвергают термической обработке: гомогенизации или гомогенизации и старению. Механические свойства магниевых литейных сплавов зависят от технологии литья и метода термической обработки (табл. 38).

Наибольшее применение в литейном производстве находят магниевые сплавы МЛ4, МЛ5 и МЛ6.

§ 2. ВЛИЯНИЕ ЭЛЕМЕНТОВ НА СВОЙСТВА МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Основными компонентами магниевых литейных сплавов являются алюминий, цинк, марганец и кремний.

Магниевый сплав МЛ1 содержит основной легирующий элемент — кремний. В твердом магнии растворяется не свыше 0,1% кремния. Избыточный кремний и магний образуют химическое соединение

Таблица 37

Марка сплава	Основные компоненты (остальное Mg)									Сумма примесей	Примерное назначение
	Al	Zn	Mn	Si	Si	Al	Zn	Cu	Fe		
МЛ1	—	—	—	1—1,5	—	0,2	0,2	0,15	0,15	0,75	Детали простой конфигурации, требующие повышенной герметичности
МЛ2	—	—	1 2	—	0,25	0,2	0,2	0,15	0,15	1,0	Детали несложной конфигурации, подвергаемые сварке; горловины бензобаков и другие детали бензомасляной арматуры; детали повышенной стойкости против коррозии
МЛ3	2,5—3,5	0,5—1,5	0,15—0,5	—	0,25	—	—	0,15	0,15	0,60	Детали несложной конфигурации, требующие повышенной герметичности; корпусы помп и насосов; детали различной арматуры
МЛ4	5—7	2—3	0,15—0,5	—	0,25	—	—	0,15	0,15	0,60	Детали, подвергаемые статическим нагрузкам; детали двигателей, автомобилей; корпусы приборов и инструментов
МЛ5	7,5—9,3	0,2—0,8	0,15—0,5	—	0,25	—	—	0,15	0,15	0,60	Детали высокой нагруженности двигателей, агрегатов и приборов; корпусы бурильных пневматических и ручных инструментов; радиоаппаратура; корпусы фотокамер, пищущих машинок и тому подобных изделий
МЛ6	9 11	До 2,0	0,10—0,5	—	0,25		—	0,15	0,15	0,60	Средненагруженные детали различного назначения; радиоаппаратура корпусы ручных инструментов, бинокляй, фотокамер и т. д.

Примечание. Для всех сплавов в общей сумме примесей допускается никель в количестве не более 0,03% и бериллий в количестве не более 0,01%.

Таблица 38

Марка сплава	Условное обозначение		Механические свойства		
	способа литья [1]	термической обработки [2]	Предел прочности при растяжении в кг/мм²	Относительное удлинение в %	Твердость $H_{\blacksquare}$
			Не менее		
МЛ1	З	—	9	2	40
М 2	З	—	9	3	30
МЛ3	З	—	16	6	40
МЛ4	З	—	16	3	50
	З	Т4	21	4	50
	З	Т6	22	2	60
МЛ5	К; Д	—	15	2	50
	З; К; Д	Т4	21	4	50
	З; К; Д	Т6	22	2	65
МЛ6	З; К; Д	—	15	1	50
	З; К; Д	Т4	21	3	60
	З; К; Д	Т6	21	1	65

[1] Условные обозначения способов литья: З — литье в песчаные формы; К — литье в кокиль; Д — литье под давлением.

[2] Условные обозначения видов термической обработки: Т4 — закалка; Т6 — закалка и полное старение до максимальной твердости.

$Mg_2Si \cdot Mg$ и эвтектику с содержанием до 1,4% кремния. Сплав МЛ1 имеет эвтектическое строение с небольшим температурным интервалом кристаллизации (табл. 39).

Эвтектика $Mg_2Si \cdot Mg$ отличается хрупкостью, поэтому сплав МЛ1 имеет невысокие механические свойства по сравнению с другими маг-

Таблица 39

Марка сплава	Температура в °С		Интервал в °С		Горячеломкость по ширине кольца в мм	Жидкотекучесть по длине прутка в мм	Линейная усадка в %
	Ликвидус	Солидус	Кристаллизации	Температуры литья			
МЛ1	650	645	5	720—800	12,5	200	1,7—1,9
МЛ2	650	645	5	720—840	50	200	1,7—1,9
МЛ3	614	561	53	690—800	42,5	215	1,4—1,6
МЛ4	610	400	210	690—800	37,5	235	1,3—1,4
МЛ5	600	445	172	690—800	30—35	290	1,2—1,3
МЛ6	590	428—415	162—175	690—800	25—30	335	1,1—1,2

ниевыми сплавами. Термической обработке этот сплав не подвергается.

С повышением содержания в сплаве кремния коррозионная стойкость сплава понижается.

Литейные свойства сплава МЛ1 невысокие; литейная усадка в простых отливках, без стержней, достигает 1,9%; относительный объем усадочных раковин больше, чем у других сплавов системы Mg—Al — Zn.

Большая линейная и объемная усадка затрудняет изготовление фасонных деталей.

Сплав МЛ1 отличается высокой герметичностью, он находит применение при изготовлении простых деталей повышенной плотности. В промышленности этот сплав применяется мало.

Сплав МЛ2 в качестве легирующего элемента содержит марганец. Марганец при комнатной температуре растворяется в магнии в незначительных количествах. При эвтектической температуре в твердом сплаве растворяется 3,4% марганца. При изготовлении отливок необходимо стремиться получать гомогенную структуру. Магниево-марганцевые сплавы имеют узкие температурные интервалы кристаллизации.

Механические свойства сплава МЛ2 низкие (табл. 38), поэтому для изготовления деталей, испытывающих значительные нагрузки, он непригоден. Сплав этот отличается повышенной коррозионной стойкостью. Литейные свойства сплава МЛ2 низкие: большая линейная усадка, низкая жидкотекучесть; при кристаллизации образуются большие усадочные раковины.

Незначительный температурный интервал затвердевания позволяет изготовлять плотные отливки.

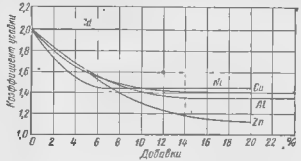
Сплав МЛ2 применяют только для литья в песчаные формы. Он пригоден для изготовления ненагруженных несложных по конфигурации деталей, подвергаемых сварке или испытывающих воздействие агрессивных сред.

Магниевые литейные сплавы системы Mg — Al — Zn содержат в качестве легирующих элементов алюминий, цинк, марганец. Марганец в этих сплавах всегда присутствует в одних и тех же количествах, он вводится в сплав для повышения коррозионной стойкости. Таким образом, эта группа сплавов отличается только по содержанию алюминия и цинка. Влияние алюминия, цинка и других элементов на коэффициент линейной усадки показано на фиг. 57.

Растворимость цинка в магнии увеличивается с повышением температуры и при 341° достигает 8,4%. Это дает возможность подвергать отливки термической обработке для повышения механических свойств.

Растворимость алюминия в магнии при нормальной температуре составляет 2,3%. Повышение температуры до 436° дает раствор магния с содержанием до 12,6% алюминия. Присадка алюминия в магниевые сплавы улучшает литейные свойства и дает возможность подвергать отливки термической обработке с целью улучшения свойств.

Магниевый сплав МЛ3 обеспечивает получение плотных отливок, но обладает большой линейной усадкой и низкой жидкотекучестью. Сплав этот предназначен для отливки деталей несложной конфигурации, требующих повышенной герметичности. Из этого сплава могут изготовляться детали, испытывающие ударные нагрузки. Применяется сплав МЛ3 без термической обработки, так как содержит в своем составе незначительное количество алюминия и цинка.



Фиг. 57. Влияние добавок металлов на коэффициент линейной усадки магния.

Магниевый сплав МЛ4 предрасположен к образованию пористости и к трещинообразованию, так как имеет большой температурный интервал кристаллизации. Сплав этот применяется только для литья в песчаные формы. Детали из этого сплава после термической обработки могут работать в условиях повышенных нагрузок. Этот сплав для деталей, менее нагруженных, может применяться без термической обработки.

Магниевый сплав МЛ5 обладает сравнительно хорошими литейными свойствами: имеет небольшую склонность к образованию пористости и трещинообразованию. Этот сплав находит широкое применение в промышленности для литья в песчаные формы, в кокиль и под давлением. Отливки из этого сплава могут применяться без термической обработки и термически обработанные.

Сплав МЛ5 предназначается для изготовления нагруженных деталей, испытывающих ударные и вибрационные воздействия.

Магниевый сплав МЛ6 обладает сравнительно хорошими литейными свойствами, но пластические свойства его несколько ниже, чем у сплавов МЛ4 и МЛ5. Повышенное содержание цинка до 2% несколько повышает склонность сплава к пористости. Сплав этот может быть использован для литья в песчаные формы, в кокиль и под давлением.

Детали из этого сплава могут быть использованы в работе как термически обработанные, так и без термической обработки.

Для деталей, идущих на термическую обработку, содержание алюминия в сплаве должно быть максимальным.

В магниевых литейных сплавах, кроме основных элементов, могут содержаться разные примеси. Одни примеси ухудшают качество отливок, другие, наоборот, улучшают их. К нежелательным примесям относятся такие элементы, как кремний, медь, железо.

Примесь в сплаве более 0,3% кремния снижает предел прочности и удлинение. Примесь меди понижает механические свойства и коррозионную стойкость сплава. Особенно заметное снижение механических свойств в сплавах МЛ4 и МЛ5 наблюдается при совместном содержании кремния и меди в сумме более 0,4—0,5%.

Железо слабо растворяется в магнии, но даже при незначительных количествах растворенного железа сплавы снижают коррозионную стойкость.

К полезным примесям относят бериллий и кальций, которые в отдельных случаях специально вводятся в сплав. Эти примеси предохраняют сплав от окисления. Кальций улучшает механические свойства сплава.

Для измельчения первичной структуры магниевых сплавов их подвергают модифицированию. Сравнительная характеристика физических свойств литейных магниевых сплавов приведена в табл. 40.

Таблица 40

Марка сплава	Удельный вес в г/см³			Электропроводность 10^4 ом$^{-1}$ см$^{-1}$ $I_{ом}$ = 1	Электросопротивление ρ, 10^{-6} ом·см	Коэффициент электропроводности (0—100°)	Теплопроводность в кал/см·сек·град	Коэффициент линейного расширения α×10^{-6}			Удельная теплоемкость в кал/г·град	Степень защиты в мг/см²·сут
	З*	К*	Д*					20—100	20—200	20—300		
МЛ1	1,75	—	—	20,0	5,0	0,0037	0,364	26,1	26,9	27,7	0,25	70
МЛ2	1,77	—	—	14,3	6,88	0,00215	0,32	26,5	27,3	27,7	0,25	70
МЛ3	1,78	—	—	11,0	9,0	0,00165	0,25	26,0	27,0		0,25	70
МЛ4	1,838	—	—	8,2	12,2	0,00124	0,19	23,81	25,87	30,18	0,25	70
МЛ5	1,81	1,82	1,80	7,1	14,1	0,00108	0,185	22,29	24,81	29,04	0,25	70
МЛ6	1,85	1,83	-	6,8	16,0	0,00107	0,18	26,1	27,3	27,7	0,25	70

* Условные обозначения способов литья.

§ 3. СПОСОБЫ УЛУЧШЕНИЯ СВОЙСТВ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Улучшение качества отливок из магниевых литейных сплавов достигается несколькими путями: обработкой жидкого сплава, применением наиболее совершенной технологии литья и термической

обработкой. Особенно большое внимание в современной практике уделяется обработке жидкого сплава.

Магниевые литейные сплавы подвергаются трем видам обработки: финированию — для удаления неметаллических включений; дегазации — для удаления растворенных в металле газов; модифицированию — для размельчения первичного зерна.

Рафинирование магниевых сплавов ранее проводилось в основном хлорсодержащими газами. В настоящее время применяют газовое рафинирование — хлором и другими менее токсичными газами, например, аргоном. Рафинирование газами повышает механические свойства магниевых сплавов.

Газовое рафинирование магниевых сплавов устраняет пористость, что улучшает качество отливок.

Значительный эффект улучшения магниевых сплавов достигается применением модифицирующих веществ. Так, например, четыреххлористый углерод (гексахлорбензол) повышает предел прочности при растяжении с 22 до 27—28 *кг/мм*², а относительное удлинение с 5 до 9—13%. Особенно хорошие результаты достигаются при совместной обработке сплава хлором и четыреххлористым углеродом.

Улучшения качества магниевых сплавов можно достигнуть путем введения в их состав дополнительных элементов — циркония, церия и др.

§ 4. ОСОБЫЕ МАГНИЕВЫЕ СПЛАВЫ

К этой группе магниевых литейных сплавов относятся такие сплавы, которые не охвачены ГОСТ, но благодаря их более высоким литейным, механическим и физико-химическим свойствам применяются в промышленности.

Основной недостаток ранее рассмотренных магниевых литейных сплавов состоит в том, что они обладают низкой жаропрочностью. Предел ползучести резко понижается уже при 150°. Поэтому для изготовления деталей, работающих при повышенных температурах, обычные магниевые сплавы мало пригодны. Кроме жаропрочности, добавка отдельных элементов повышает предел текучести, улучшает пластические свойства, устраняет пористость и улучшает литейные свойства.

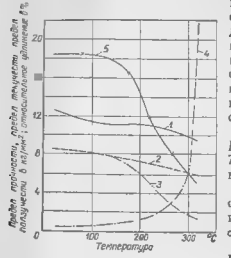
Наиболее известны сплавы магния с церием, цирконием, литием, кадмием и др.

В сплавах системы Mg — Ce — Mn повышается жаропрочность до 250° вместо 150° для обычных сплавов. Химический состав этих сплавов колеблется в следующих пределах: 6—10% Ce; до 2% Mn, остальное — магний.

Механические свойства зависят от технологии литья и термической обработки и находятся в следующих пределах: для литого сплава без термической обработки $\sigma_в$ — 10—13 *кг/мм*²; $\sigma_з$ — 9—11 *кг/мм*²; δ — 0 — 1,0% и ψ = 0 — 2,0%; для термически обработан-

ного сплава: $\sigma_b = 12—14$ *кг/мм²*; $\sigma_s = 10—12$ *кг/мм²*; $\delta = 0—1{,}0\%$ и $\varphi = 0—2{,}0\%$.

Изменение механических свойств сплава в зависимости от температуры показано на фиг. 58. Для сравнения на графике показано изменение предела прочности для сплава МЛ4. У сплава МЛ4 предел прочности резко снижается, начиная примерно от 150°. Предел ползучести у этих сплавов также снижается, начиная с 150°, но он находится при всех температурах выше, чем у других магниевых сплавов.



Фиг. 58. Влияние температуры на механические свойства магниевого сплава:

1 — предел прочности; *2* — предел текучести; *3* — предел текучести; *4* — относительное удлинение; *5* — предел прочности сплава МЛ4 (литой стабилизированный).

В магниевых сплавах системы Mg — Zr — Zn содержится 2—7% Zn; 0,3—0,8% Zr; остальное — магний.

Механические свойства литого сплава находятся в следующих пределах: $\sigma_b = 12—14$ *кг/мм²*, $\sigma_s = 6—10$ *кг/мм²*; $\delta = 5—15\%$.

Недостатком сплавов системы Mg — Zr — Zn является сложность их приготовления, связанная с введением циркония и его ликвацией. Сплавы эти подвергают термической обработке для изготовления деталей, высоконагруженных и требующих высоких пластических свойств и высокого предела текучести ($\sigma_s = 15 \div 17{,}5$ *кг/мм²*; $\delta = 5 \div 15\%$).

5. ОСОБЕННОСТИ ТЕХНОЛОГИИ ПРОИЗВОДСТВА ОТЛИВОК ИЗ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

При изготовлении деталей из магниевых сплавов необходимо соблюдать специальные меры предосторожности вследствие большого химического сродства магния с кислородом. При нормальной температуре детали из магниевых сплавов не воспламеняются даже при соприкосновении с открытым пламенем. Загорание магниевого сплава может произойти, если он будет нагрет до температур, близких к температуре плавления. Практически сплав МЛ5 при нагревании загорается при температуре около 430°, а сплав МЛ4 — при температуре около 400—410°.

В литейном производстве, поскольку изготовление деталей связано с высокими температурами выше температуры плавления, возникает опасность загорания магниевых сплавов. Поэтому при

изготовлении литых деталей принимают соответствующие защитные меры против возгорания: защита сплава должна быть при плавке, при заливке сплава в литейную форму, при термической обработке в печах, при механической обработке режущим инструментом.

Чтобы обеспечить получение качественного литья из магниевых сплавов хорошего качества, технолог должен уделить особое внимание процессу плавки. Плавка ведется под слоем флюсов, во время заливки струя опыливается серным порошком, формовочные материалы и стержневые смеси изготовляются с добавкой специальных присадок, которые устраняют возгорание сплава. Все необходимые мероприятия против возгорания магния предусмотрены правилами по технике безопасности, которыми надлежит руководствоваться при изготовлении фасонных деталей из магниевых сплавов.

ГЛАВА VIII

ЦИНКОВЫЕ ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ И БАББИТЫ

§ 1. ЦИНКОВЫЕ СПЛАВЫ

Некоторые сплавы на цинковой основе отличаются удовлетворительными механическими и антифрикционными свойствами. Наилучшими из этих сплавов по механическим и антифрикционным свойствам являются медноалюминиевоцинковые сплавы. Из них на заводах испытаны: сплав с 10% алюминия и 5% меди и сплав с 5% алюминия и 10% меди (остальное — цинк).

Испытания этих сплавов подтвердили возможность замены бронзы Бр. ОЦС 6-6-3 цинковыми сплавами при изготовлении втулок, а также оловянных и свинцовооловянных баббитов для заливки вкладышей подшипников. Цинковый сплав ЦАМ10-5 содержит 9—10% алюминия, 4—6% меди, остальное — цинк и заменяет оловянные бронзы в подшипниках и втулках, работающих при малых скоростях ($v = 1$ *м/сек*) со значительным удельным давлением ($p = 200$ *кг/см*^{2}).

Свойства сплава ЦАМ10-5, полученного в кокиле:

Наименование свойств	Значение показателей
Удельный вес в литом состоянии в *г/см*^{3}	6,3
Начало затвердевания в °С	395
Конец затвердевания в °С	378
Теплопроводность в *кал/см·сек·град*	0,24
Коэффициент линейного расширения при 20°	27×10^{-6}
Предел прочности при растяжении в *кг/мм*^{2}	30
Относительное удлинение в %	1
Предел прочности при сжатии в *кг/мм*^{2}	70
„ пропорциональности при сжатии в *кг/мм*^{2}	30—35
Ударная вязкость в *кгм/см*^{2}	0,6
Линейная усадка в %	1,0
Жидкотекучесть в *см*	66
Коэффициент трения со смазкой (минеральное масло)	0,009
То же без смазки	0,35
Износ при испытании на трение со смазкой в *мг/см*^{2}*км*	0,09
Износ стали при испытании на трение со смазкой в *мг/см*^{2} *км*	0,004

Сплав ЦАМ10-5 обладает высокими литейными свойствами и дает возможность получать тонкостенные отливки. Применяется он для

изготовления подшипников металлорежущих станков, прессов, подъемных и ковочных машин, прокатных станов и других агрегатов.

Сплав ЦАМ10-5 при перегреве приобретает пористую крупнозернистую структуру и пониженную прочность, вследствие чего он легко быстро разрушается при работе.

Для получения сплава с высокими свойствами применяются чистые исходные металлы. Наиболее вредными примесями в цинке являются мышьяк и сурьма, понижающие коррозионную стойкость и увеличивающие хрупкость цинка. Свинец и кадмий снижают механические свойства цинка, вызывают появление трещин и коробление отливок.

В современной практике литейного производства цинковые сплавы широко применяются для литья под давлением.

Низкая температура плавления цинковых сплавов способствует продолжительному сроку службы прессформ (до 200 000 отливок); хорошая жидкотекучесть позволяет получать отливки под давлением с малой толщиной стенок; низкая стоимость сплава обеспечивает возможность получения дешевых отливок.

Магний в эти сплавы вводится для устранения межкристаллической коррозии. Избыток магния вызывает красноломкость. Детали из цинковых сплавов, отлитые под давлением, широко применяются в различных областях промышленности. В автостроении из них изготовляют карбюраторы, бензонасосы, части магнето, части стеклоочистителей; в часовом производстве — зубчатые колеса; в электротехнике — щеткодержатели, корпусы и части приборов и пр. Благодаря присутствию в сплаве алюминия повышается его жидкотекучесть и уменьшается способность цинка растворять железо.

Таблица 41

Химический состав в %				Механические свойства		
Al	Cu	Mg	Zn	Предел прочности при растяжении в *кг/мм*^{2}	Относительное удлинение в %	Твердость H_B
3,5—4,5	2,5—3,5	0,05—0,12	Остальное	25—31	2—0,5	—
3,5—5	2,4—4	До 0,06	„	32—38	2,5—2	80—120
3,5—4,3	0,6—2,4	„ 0,06	„	27—33	5—2	80—105
3,5—4,3	0,0—0,6	„ 0,06	„	25—30	6—3	65—80
4	3	—	„	25—30	1,5—1	—
0,25	5	—	„	81	0,5	—
5	4	—	„	25—27	0,5	—

В табл. 41 приведены химический состав и механические свойства наиболее употребительных цинковых сплавов для литья под давлением.

Цинковые сплавы хорошо воспринимают покрытие хромом, никелем, кадмием.

Таблица 42

Марка баббита	Основные компоненты в %								Примесей (не более) в %								
	Сурьма	Медь	Кадмий	Никель	Мышьяк	Теллур	Олово	Свинец	Кадмий	Натрий	Железо	Мышьяк	Цинк	Свинец	Висмут	Сурьма	Магний	Всего примесей
Б83	10—12	5,5—6,5	—	—	—	—	Остальное	—	—	—	0,1	0,1	0,03	0,35	0,05	—	—	0,55
Б16	15—17	1,5—2,0	—	—	—	—	15—17	Остальное	—	—	0,1	0,3	0,15	—	0,10	—	—	0,60
БН	13—15	1,5—2,0	1,25—1,75	0,75—1,25	0,5—0,9	—	9—11	»	—	—	0,1	—	0,15	—	0,10	—	—	0,40
БТ	14—16	0,7—1,1	—	—	—	0,05—0,20	9—11	»	—	—	0,1	0,3	0,15	—	0,10	—	—	0,60
Б6	14—16	2,5—3,0	1,75—2,25	—	0,6—1,0	—	5—6	»	—	—	0,1	—	0,15	—	0,10	—	—	0,40
БК	—	—	—	—	—	—	—	»	0,85—1,15	0,60—0,90	—	—	—	—	0,10	0,25	0,02	0,30 (Прочие примеси)
БС	16—18	1,0—1,5	—	—	—	—	—	»	—	—	0,1	0,2	—	—	—	—	—	0,50

Таблица

Свойства	Марка баббита						
	Б83	БН	Б16	БТ	Б6	БС	БК
Удельный вес в $г/см^3$	7,38	9,55	9,29	—	9,60	10,1	10,5
Начало затвердевания в °С	370	400	410	—	416	410	440
Конец затвердевания в °С	240	240	240	—	232	240	320
Предел прочности при растяжении в $кг/мм^2$	9,0	7,0	7,8	8,0	6,8	4,2	10,0
Относительное удлинение в %	6,0	1,0	0,2	0,2	0,2	0,6	2,5
Предел текучести при сжатии в $кг/мм^2$	8,2	8,1	8,6	7,1	—	—	11,8
Предел прочности при сжатии в $кг/мм^2$	11,5	12,5	12,3	12,8	13,6	8,8	16,0
Твердость H_B	30	29	30	25	32	20	32
Коэффициент линейного расширения $\times 10^{-6}$	22	—	24	—	28	26	36
Линейная усадка в %	0,55	0,50	—	—	0,55	0,50	0,75
Теплопроводность в $ккал/см \cdot сек \cdot град$	0,08	—	0,05	—	0,05	0,05	0,05
Жидкотекучесть в $см$	73	63	51	—	—	79	—
Коэффициент трения со смазкой	0,005	0,006	0,006	0,009	0,005	0,007	0,004
Коэффициент трения без смазки	0,28	0,27	0,25	—	—	0,24	0,44

§ 2. БАББИТЫ

Сплавы на основе олова и свинца с различными добавками, применяемые для заливки вкладышей подшипников, называются баббитами. Баббитовый слой обладает антифрикционными свойствами и уменьшает трение между подшипниками и шейками вала при работе машин.

В настоящее время применяется несколько марок баббитов. Химический состав баббитов приведен в табл. 42. Физико-механические свойства основных марок баббита приведены в табл. 43.

Температура плавления большинства оловянно-свинцовых баббитов находится в пределах 350–470°. Температура заливки колеблется от 400 до 600°. Вкладыши, на которые заливается баббит, должны быть хорошо очищены, протравлены, отфлюсованы или выпужены и подогреты до температуры 245–250°.

Выбираются баббиты в зависимости от условий работы машины. При этом учитывается удельное давление на подшипник и окружная скорость шейки вала.

Удельная нагрузка для баббитов колеблется от 75 до 100 *кг/см*², окружные скорости — от 1 до 5 *м/сек*.

Рабочая температура оловянносвинцовых сплавов ограничивается пределами от 50 до 70°.

ИСПОЛЬЗОВАННАЯ ЛИТЕРАТУРА

1. Гиршович Н. Г., Чугунное литье, Металлургиздат, 1949.
2. Некрылов Ю. А., Стальное литье, Металлургиздат, 1948.
3. Туркин В. Д. и Румянцев М. В., Структура и свойства цветных металлов, Металлургиздат, 1947.
4. Спасский А. Г., Основы литейного производства, Металлургиздат, 1950.
5. Рыжиков А. А., Теоретические основы литейного производства, Машгиз, 1954.
6. Фейгельсон Б. Ю., Белоусов Н. Н., Бибиашвили К. О., Заливка алюминиевых сплавов, Машгиз, 1946.
7. Данилов В. И., Проблемы металловедения и физика металлов, Металлургиздат, 1949.
8. Данилов В. И. и Каменецкая Д. С., Проблемы металловедения и металлофизики, Металлургиздат, 1951.
9. Рубцов П. Н., Шихтовка в литейном деле, Металлургиздат, 1933
10. ВНИТОЛ, Ковкий чугун, Машгиз, 1954.
11. АН УССР, Сборник, Высокопрочные чугуны, Машгиз, 1954.
12. Модифицирование чугуна, АН СССР, 1942, т. 1.
13. Богачев И. П., Металлографические основы получения качественного чугуна, Металлургиздат, 1941.
14. Бунин К. П., Железоуглеродистые сплавы, Машгиз, 1949. АФА, Легированные чугуны, Машгиз, 1941.
15. Трокицкий Г. Н., Свойства чугуна, АНТИ, 1941.
16. Энциклопедический справочник «Машиностроение», Машгиз, 1947, т. 4
17. Богачев И. П., Основы модифицирования чугуна, Машгиз, 1948.
18. Дубинин Н. П., Производство кокильного литья, Машгиз, 1947.
19. Данилов В. И. и др., Проблемы металловедения и физики металлов, Металлургиздат, 1949.

20. Труды Уральского индустриального института, Сборник 26, Металлургиздат, 1945
21. Гуляев А. П., Металловедение, Оборонгиз, 1948.
22. Вищенко К. И., Модифицированный чугун, Машгиз, 1946.
23. Фейгин П. И., Изнашиваемость и обрабатываемость чугунного литья, Металлургиздат, 1933.
24. Мильман Б. С., Высококачественный модифицированный чугун, Машгиз, 1945.
25. Горшков А. А., Отливки для металлургического оборудования, Машгиз, 1947.
26. Гречин В. П., Поршневые кольца авиационных моторов, Оборонгиз, 30.
27. Сборник, Новое в технологии литейного производства, Машгиз, 1941.
28. Смирягин А. П. и Шпагина А. И., Оловянистые бронзы, баббиты, припои и их заменители, Металлургиздат, 1949.
29. Буталов В. А., Заменители дефицитных металлов и сплавов, Машгиз, 55.
30. Соколов А. Н., и Липницкий А. М., Экономия металлов в литейном производстве, Ленинздат, 1953.
31. Сборник переводов, Титан и его сплавы, Издательство иностранной литературы, 1953.
32. Ладыженский Б. Н. и Тунков В. П., Выплавка стали для фасонного литья, Машгиз, 1954.
33. Морозов А. Н., Газы и стали, Металлургиздат, 1952.
34. Лугвськов А. С., Отливка магниевых сплавов, Оборонгиз, 1942.
35. НИИЛИТМАШ, Технология производства магниевого литья, ЦБТИ, 1953.
36. Гликман Л. А., Коррозионно-механическая прочность металлов, Машгиз, 1955.
37. Справочник мастера по чугунному литью, Машгиз, 1953.
38. Ассонов А. Д., Дисперсный метод отжига отливок из белого чугуна, Машгиз, 1947.
39. ВНИТОЛ, Высокопрочные чугуны, Машгиз, 1951.
40. Гиршович Н. Г., К теории образования глобулярного графита в чугуне, «Литейное производство» № 1, 1951.
41. Гиршович Н. Г., К спорным вопросам теории графитизации, «Литейное производство» № 4, 1953.
42. Буинн К. П., Иванцов Г. И., Малиночка Я. Н., Структура чугуна, Машгиз, 1952.
43. Барнов Н. А. и Волков В. И., Новый метод получения чугуна повышенного качества на вагранки, Скоростные методы обработки металлов, Машгиз, 1950.
44. Горшков И. Е., Литье слитков цветных металлов, Металлургиздат, 352.
45. Воронов С. М., Явления обратной диффузии у алюминия и его сплавов, Труды 2-го Всесоюзного совещания по цветным металлам, 1927.
46. Спасский А. Г., Орлов Н. Д., Миронов В. М., Литье сплавов цветных металлов, ОНТИ, 1937.
47. ВНИТОЛ, Литье в металлические формы, Машгиз, 1952.
48. Паницкий В. М., Литейные процессы с применением высоких давлений, Машгиз, 1954.
49. Ланда А. Ф., Графитизация чугуна, Машгиз, 1946.
50. Справочник мастера — литейщика, Машгиз, 1952.
51. ВНИТОЛ, Цветное литье, Машгиз, 1954.
52. Справочник по алюминиевому литью, Оборонгиз, 1949. ВНИТОЛ, Фасонное алюминиевых сплавов, Машгиз, 1953.
53. Колобнев И. Ф. и Альтман М. Б., Газы в алюминиевых сплавах, Оборонгиз, 1946.
54. Колобнев И. Ф. и Альтман М. Б., Газовая пористость и методы борьбы с ней в алюминиевых отливках, ИТЭИН, 1948.

55. Соколов А. Н., Габерцеттель А. И., Плавка чугуна в вагранке, Машгиз, 1950.
56. Алексеев П. И., Литейное производство, Машгиз, 1950.
57. Крымов В. В. и Вышкварко Г. С., Фасонное литье из магниевых сплавов, Оборонгиз, 1952.
58. ВИЛТОЛ, Литье магниевых сплавов, Оборонгиз, 1948
59. Крымов В. В., Литье магниевых сплавов, Оборонгиз, 1948
60. Крымов В. В., Технология литья магниевых сплавов, Металлургиздат, 1947.
61. Магний и его сплавы, сборник под ред. А. Бэка, Оборонгиз, 1941.
62. Портной К. И. и Лебедев А. А., Магниевые сплавы, Металлургиздат, 1952.
63. Технология литейного производства, т. II, Машгиз, 1947.
64. Технология литейного производства, т. III, Машгиз, 1946.
65. Дергачев И. А., Строение, свойства и методы исследования металлов и сплавов, Металлургиздат, 1952.
66. Болховитинов Н. Ф., Металловедение и термическая обработка, Машгиз, 1952.
67. Кащенко Г. А., Основы металловедения, Металлургиздат, 1950.

ЧАСТЬ II
ПЛАВКА ЛИТЕЙНЫХ СПЛАВОВ

ГЛАВА I
ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ

§ 1. ОБЩИЕ СВЕДЕНИЯ

В технологическом процессе изготовления фасонных деталей плавка металла занимает одно из важнейших мест.

Плавильные печи, применяемые для плавки металлов, можно разделить на три группы.

К первой группе относятся печи, в которых металл или сплав изолирован от соприкосновения с газами плавильного пространства; ко второй группе — печи, в плавильном пространстве которых можно регулировать газовую атмосферу, создавая защиту от проникновения атмосферного воздуха в печь; к третьей группе относятся печи, в которых расплавленный металл или сплав соприкасаются продуктами горения или с раскаленным твердым топливом.

Печи первой и второй групп широко применяются для плавки сплавов, подверженных сильному окислению и поглощению газов: медных, алюминиевых, магниевых, цинковых, легированного чугуна и стали. Печи третьей группы находят применение для плавки чугуна углеродистой и низколегированной стали. Кроме того, эти печи применяют для переплавки отходов цветных металлов и сплавов.

Основные требования, предъявляемые к плавильным печам, заключаются в том, что они при минимальных затратах средств должны обеспечить получение сплава требуемого химического состава и достаточно высокой температуры. Кроме того, печи должны обеспечивать высокую производительность, наименьший угар металла и расход энергии или топлива на 1 *т* выплавляемого сплава.

Для получения сплавов с заданными свойствами качество и количественное соотношение исходных шихтовых материалов, а также и режим плавки должны быть стабильными.

Металлы, сплавы, специальные лигатуры, раскислители и шлакообразующие присадки, которые идут для приготовления различных сплавов, в литейном производстве называют шихтовыми материалами, или шихтой. В состав шихты входят: свежие материалы, которые поступают в литейные цехи с металлургических заводов; первичные металлы и сплавы, представляющие собой промышленный чистый и переработанные промышленные отходы; специальные ферросплавы и лигатуры, которые в большинстве случаев поступают

с металлургических заводов или в необходимых случаях приготовляются непосредственно в литейных цехах; отходы литейного производства и механических цехов в виде литников, выпоров, прибылей, сливов остатков из ковшей, брака деталей и стружки.

Количественное соотношение различных материалов в шихте зависит от качества исходных материалов и от тех требований, которые предъявляются к приготовляемым сплавам. Наиболее дорогой частью шихты являются свежие металлы, сплавы и лигатуры, поэтому их количество в шихте должно быть минимальным.

Свежие металлы и сплавы добавляются в шихту, чтобы снизить общее содержание вредных примесей, имеющихся во вторичных металлах и литейных отходах, которые не удаляются при плавке.

§ 2. СВЕЖИЕ МЕТАЛЛЫ И СПЛАВЫ

Свежие металлы и сплавы поставляются литейным цехам в соответствии с действующими стандартами или техническими условиями. Доменные чугуны поставляются по ГОСТ 805-49, 4831-49, 4832-49, 4833-49 и 4834-49. По этим стандартам поставляют литейный коксовый чугун, древесноугольный чугун, литейный специальный чугун для отливки ковкого чугуна, прокатных валков, вагонных колес и поршневых колец, коксовый передельный чугун и древесноугольный передельный чугун.

По ГОСТ поставляются также доменные ферросплавы: ферросилиций (5163—49), ферромарганец (5165-49), зеркальный чугун (5164-49), которые используются для производства чугуна и стали.

Чушки литейного чугуна должны иметь не менее двух пережимов с толщиной стенок в местах пережима не более 40 *мм*; длина чушки должна быть менее 600 *мм* и вес не более 45 *кг*. Кроме того, доменные заводы выплавляют природнолегированный чугун, который применяется при изготовлении фасонных отливок.

Весь литейный и передельный чугун для устранения смешивания при перевозках и перегрузках должен маркироваться несмывающейся краской.

По ГОСТ поставляются также и другие необходимые для литейных цехов металлы: медь (ГОСТ 859-41), алюминий (ГОСТ 3549-55), магний (ГОСТ 804-56), цинк (ГОСТ 3540-47), никель (849-56).

В большинстве случаев в никеле в качестве примесей содержится 0,6—1,0% кобальта; кроме кобальта, в никеле содержатся и другие примеси: железо, кремний, углерод, сера. Содержание отдельных примесей должно соответствовать ГОСТ 849-56.

Металлический марганец, применяемый для изготовления лигатур и для присадок в сплавы, поставляется согласно ГОСТ 6008-51.

Кремний кристаллический, применяемый для приготовления лигатур и сплавов, поставляется по ГОСТ 2169-43.

Кроме чистых металлов, металлургические заводы изготовляют первичные сплавы, которые при выплавке сплавов используются

как свежие материалы. Наиболее широкое применение нашли сплавы алюминия с кремнием (так называемые силумины).

Алюминиево-кремнистые сплавы (силумин) поставляются согласно ГОСТ 1521-50.

Металлургические заводы изготовляют также первичные литейные магниевые сплавы согласно ГОСТ 2581-55. При этом литейным цехам поставляются сплавы, по составу близкие к наиболее употребительным маркам — МЛ4 и МЛ5.

§ 3. ВТОРИЧНЫЕ МЕТАЛЛЫ И СПЛАВЫ

Значительная часть вторичных металлов и сплавов в виде промышленных отходов используется для приготовления сплавов без предварительной переплавки.

Для рационального использования промышленных отходов черных металлов их классифицируют и поставляют согласно ГОСТ 2787-54. По этому стандарту отходы черных металлов разделяются на нелегированный и легированный лом, чугунный лом, низколегированную и высоколегированную сталь.

Для изготовления стальных углеродистых и чугунных фасонных литок используется стальной нелегированный лом. Химический состав нелегированного стального лома колеблется в значительных пределах: 0,1—0,8% С, до 0,4% Si, 0,5—0,9% Mn, до 0,05% P, 0,05% S.

Для плавки чугуна в вагранке используется лом габаритный, в кусках: бандажи, оси, рельсы, якори, цепи, блоки, шкивы, крючки, коленчатые валы, обрезки концов и др.

Классификация лома цветных металлов и сплавов производится по ГОСТ 1639-48. Указанный стандарт охватывает все основные группы технических сплавов и цветных металлов; в нем дается разбивка цветных металлов по группам и сортам.

В отдельных случаях отходы вторичных металлов смешаны или загрязнены настолько, что непосредственно в шихту их использовать нельзя.

В таких случаях отходы переплавляют, рафинируют и из полученного сплава отливают слитки. Такой металл называют паспортным вторичным металлом. Паспортные вторичные металлы в отдельных случаях могут вполне заменять первичные металлы и сплавы.

Для рационального использования в шихте вторичных сплавов без предварительной переплавки их необходимо разделять по сортам и хранить каждый сорт отдельно.

§ 4. ФЕРРОСПЛАВЫ И ЛИГАТУРЫ

При выплавке специальной стали и чугуна применяют сплавы железа с различными компонентами, которые в практике называют ферросплавами.

Доменные ферросплавы выплавляются в доменных печах. Электротермические ферросплавы выплавляются в специальных электропечах. Эти ферросплавы изготовляются на специальных металлургических ферросплавных заводах и в литейные цехи доставляются в готовом виде. Наиболее распространенные ферросплавы, которые применяются при литье стали и чугунов, определяются стандартами.

Основное назначение ферросплавов — легирование стали и чугуна, т. е. доводка их до заданного химического состава, и раскисление стали и чугуна.

В производстве цветных сплавов широко применяются лигатуры, которые, так же как и ферросплавы, являются промежуточными сплавами более тугоплавких элементов с легкоплавкими. Непосредственное введение тугоплавких элементов в сплав потребовало бы значительного перегрева сплава и длительной выдержки при высоких температурах. В целях снижения температуры плавления тугоплавкие элементы вводят в сплав при помощи промежуточных сплавов - лигатур.

Многие лигатуры выплавляются металлургическими заводами и поставляются в литейные цехи в готовом виде. Однако в отличие от ферросплавов лигатуры для цветных сплавов весьма часто выплавляют непосредственно в литейных цехах.

Лигатуры, применяемые при литье сплавов из цветных металлов, должны удовлетворять следующим требованиям:

1) содержание тугоплавкого элемента в лигатуре должно быть максимальным; следует учитывать, что чем больше тугоплавкого элемента, тем меньше расходуется лигатуры;

2) лигатура не должна содержать газов и окислов;

3) лигатура должна быть однородной, так как она должна обеспечивать введение точного количества данного элемента.

Лигатуры можно приготовлять различными способами: растворением тугоплавкого элемента в легкоплавком (при этом легкоплавкий металл нагревают до заданной температуры и вводят в него порциями тугоплавкий элемент); расплавлением тугоплавкого металла и введением в него легкоплавкого металла или другого элемента; смешиванием двух жидких металлов, которые заранее расплавляются в двух различных печах; восстановлением тугоплавких компонентов из их соединений и переводом их в расплавленный металл.

Ниже приведены технологические процессы плавки отдельных наиболее употребительных лигатур.

Алюминиевомедная лигатура приготовляется двух составов: 1) 50% Cu; 50% Al; 2) 33% Cu; 67% Al. В большинстве случае приготовляют лигатуру первого состава. При расчете шихты берут 49% Cu и 51% Al, так как в процессе плавки алюминий угорает больше, чем медь. Плавка этой лигатуры производится в тиглях.

В разогретый тигель загружают $^1/_3$ чушкового алюминия и расплавляют его. Оставшиеся $^2/_3$ алюминия расплавляются в жидком

алюминии. Чушки алюминия перед расплавлением подогреваются до 120—150° для удаления влаги.

Алюминий нагревают до 670—690° и рафинируют хлористым цинком, перемешивают, снимают шлак и нагревают до 850—850°. При этой температуре в алюминий частями добавляют медь. Каждая последующая порция меди добавляется только после растворения предыдущей. Необходимо следить, чтобы температура во все время плавки не поднималась выше 860° во избежание газонасыщения сплава.

После растворения всей меди сплав снова рафинируют, перемешивают и разливают в подогретые до 100—150° изложницы.

Эту лигатуру можно получить путем растворения алюминия в расплавленной меди и путем смешивания жидких металлов. В последнем случае расплавляют алюминий и медь и осторожно сливают медь в расплавленный алюминий при непрерывном помешивании. Лигатура при этом способе получается более однородной.

Алюминиевомарганцевая лигатура (8—10% Mn). Плавка лигатуры ведется в графитовых тиглях.

Расплавленный алюминий сильно перегревают до 900—1000° и вводят в него небольшими порциями измельченный и нагретый до 1000° марганец. Марганец растворяется медленно, поэтому сплав необходимо перемешивать графитовой мешалкой. Новую порцию марганца добавляют после растворения предыдущей.

После полного растворения всего марганца лигатуру перемешивают, добавляют остаток алюминия для снижения температуры и разливают в плоские изложницы, помешивая сплав графитовой мешалкой.

Алюминиевоникелевая лигатура (20—25% Ni). Никель для приготовления лигатуры надо брать гранулированный или в кубиках. Плавка лигатуры ведется в тиглях.

Расплавляют алюминий, перегревают его до 800 –900° и порциями вводят в него никель. Последующая порция вводится после растворения предыдущей. Металл надо все время перемешивать, так как никель может осесть на дно тигля.

Никель в алюминии растворяется быстро. На поверхности металла накапливается значительное количество шлака. После полного растворения никеля лигатуру перемешивают, снимают шлак и производят разливку в подогретые формы.

Алюминиевожелезная лигатура (8—10% Fe) выплавляется в тигельных печах. Перед плавкой очищают и нагревают тигель. Алюминий расплавляют и перегревают до 950°. Для ускорения процессов растворения железа его вводят в алюминий в виде мягкой тонкой проволоки, мелких гвоздей, мелких тонких листовых обрезков и другого материала с большой поверхностью. Железных материалов берут больше, чем требуется по расчету, так как часть их полностью не растворяется. После разливки лигатуры в тигле остается часть нерастворившегося железа.

При изготовлении этой лигатуры нужно иметь в виду, что получается большой угар (5—6%), главным образом за счет алюминия.

Алюминиевомагниевая лигатура (7—10% Mg). Приготовляется она из чистых чушковых металлов — алюминия и магния.

Вначале расплавляют алюминий, нагревают, рафинируют и снимают шлак. После этого на поверхность засыпают предохранительный флюс. Чушковый магний очищают, подогревают и при помощи колокола опускают под флюс в расплавленный алюминий. Разливка лигатуры производится в подогретые и окрашенные формы.

Алюминиевокобальтовая лигатура (7—8% Co). В тигле расплавляют алюминий и нагревают до 800°. Кобальт размельчают и перед введением в вломиний нагревают до 1100—1200°. Растворяется кобальт в алюминии плохо и оседает на дно тигля. Поэтому очередная порция кобальта добавляется в сплав после растворения предыдущей. Угар лигатуры составляет 4—6%, главным образом за счет алюминия.

Алюминиевокремнистая лигатура. (20—25% Si) Приготовляется эта лигатура из чушкового вломиния и чистого кремния. Кремний, несмотря на высокую температуру плавления (1460°), хорошо растворяется в расплавленном алюминии. Алюминий расплавляют, рафинируют и нагревают до 800°. Кремний вводят порциями, при этом куски кремния необходимо погружать в расплавленный металл, в противном случае он будет плавать на поверхности. При погружении кремний предохраняют от обволакивания его пленкой окислов алюминия. Куски кремния, покрытые окисной пленкой, трудно растворяются. Следующая порция кремния вводится в сплав после растворения предыдущей порции. После полного растворения кремния лигатуру разливают в формы.

Температура плавления алюминиевокремнистой лигатуры около 750°.

Двойная алюминиевобериллиевая лигатура (4—6% Be). Бериллий тугоплавкий металл, поэтому приготовление лигатуры ведется в графитовых тиглях или индукционных высокочастотных печах.

Алюминий расплавляют, засыпают поверхность его флюсом состава: 60% $BaCl_2$ и 40% KCl. Алюминий под слоем флюса перегревают до 950—1000°. Металлический бериллий раздробляют на куски размером 5—8 *мм* в поперечнике. Перед загрузкой в расплавленный вломиний бериллий подогревают до 600—800°. Загрузка бериллия производится небольшими порциями, при этом каждая очередная порция загружается после растворения предыдущей.

По достижении полного растворения бериллия лигатуру перемешивают, рафинируют хлористым цинком, снимают шлак и разливают в плоские изложницы тонкими пластинками.

Медномарганцевая лигатура (20—25% Mn). Лигатуру эту можно получать двумя способами. По первому способу

расплавленную медь добавляется металлический марганец, по второму способу марганец можно восстанавливать из перекиси марганца. Восстановление марганца из перекиси производится углеродом при повышенных температурах, так как реакция восстановления сопровождается теплом:

$$MnO_2 + C \rightarrow Mn + CO - Q$$

В практике приготовление медномарганцевой лигатуры ведется обычным образом по первому способу. Медь в тигле или другой плавильной печи расплавляют под слоем древесного угля, раскисляют и нагревают до 1160—1200°. Марганец раздробляют и растворяют в расплавленной меди. Марганец вводится небольшими порциями, причем в процессе его растворения ванну перемешивают. После полного растворения марганца ванну тщательно перемешивают и проводят разливку лигатуры в плоские чугунные формы.

Медножелезная лигатура (7—10% Fe). Эту лигатуру приготовляют в электропечах, так как для растворения железа необходимо перегревать металл. Медь расплавляют под слоем древесного угля, перегревают до 1150—1250° и отдельными порциями растворяют в ней обрезки и проволоку мягкой стали. В процессе растворения железа ванну перемешивают.

Медножелезная лигатура очень вязкая, поэтому разливать ее надо в виде тонких листов или лучше гранулировать.

Алюминиевотитанистая лигатура содержит 2—4% Ti; она тугоплавка: температура плавления 800—1000°.

Приготовляется эта лигатура методом восстановления титана из окиси титана TiO_2. Для плавки применяют тигельные печи (тигель и мешалка, которой перемешивают металл с солями, графитовые).

Расплавленный в тигле алюминий нагревают до 1000°. В тигель через трубу, вставленную через крышку, добавляют смесь окиси титана TiO_2 (50%) и криолита Na_3AlF_6 (50%). Добавка ведется небольшими порциями, которые по мере нагрева претерпевают следующие реакции:

$$2TiO_2 + 2Na_3AlF_6 \rightarrow 2Na_2TiF_6 + Na_2O + Al_2O_3.$$

Далее образовавшаяся соль Na_2TiF_6 взаимодействует с расплавленным алюминием:

$$2Na_2TiF_6 + 8Al \rightarrow 4NaF + 4F_3 + 2TiAl_4.$$

Титан в алюминии растворяется в виде соединения $TiAl_4$.

В производственной практике часто применяют тройные лигатуры, которые имеют ряд преимуществ перед двойными лигатурами: в сплав можно вводить сразу два тугоплавких элемента; температура их плавления ниже, чем двойных; они более хрупки, чем двойные; могут содержать большое количество тугоплавких компонентов.

Тройные лигатуры изготовляют из чистых металлов или из промежуточных сплавов в виде двойных лигатур с добавкой к ним чистых металлов. Ниже приводится технологический процесс плавки тройных лигатур.

Для плавки тройной алюминиевомарганцевомагниевой лигатуры подогревают очищенный тигель и загружают в него расчетное количество алюминия. Алюминий расплавляют и перегревают до 850 – 900°. В перегретый алюминий вводят порциями размельченный и подогретый марганец. Каждая последующая порция марганца вводится после того как расплавилась предыдущая. После растворения всего марганца производится рафинирование сплава хлористым цинком. Шлак с поверхности снимают и поверхность просыпают флюсом, которым пользуются для плавки магниевых сплавов. Магний вводят в два приема, часть магния вводят в тигель в печи, а вторую часть — в тигель вне печи для понижения температуры. Перед разливкой металл тщательно перемешивают и разливают в подогретые формы.

Состав тройной лигатуры следующий: 10% Mn; 10% Mg; остальное Al.

Плавка тройной алюминиевомагниевоберилливой лигатуры состава: 62—65% Al; 32—35% Mg; 2—4% Be ведется в тигле. Вначале расплавляют алюминий и перегревают его до 950—1000°, затем под слоем флюса растворяют измельченный бериллий, после чего снимают шлак, засыпают флюс и вводят подогретый магний. Когда весь магний расплавится, сплав перемешивают, снимают шлак и разливают лигатуру в подогретые изложницы.

Из тройных лигатур большой интерес для производства представляет лигатура магний + кремний + железо, которая идет для приготовления высокопрочного чугуна. Эта лигатура во многих случаях выплавляется в литейных цехах. Плавка ведется в тиглях. Тигель тщательно очищают, нагревают и загружают шихтовые материалы — раздробленные 75%-ный и 45%-ный ферросилиций и металлический магний. Сверху шихтовые материалы засыпаются криолитом (0,5% от веса шихтовых материалов) или древесным углем. После расплавления содержимое в тигле перемешивают и разливают в подогретые изложницы. Лигатуру с содержанием 5% Mg можно получить методом растворения магния в ковше с расплавленным ферросилицием. Магний вводят в расплавленный ферросилиций при помощи колокола, затем этим колоколом лигатуру перемешивают и разливают в изложницы. В случае загорания магния во время плавки и разливки лигатуры тушение производят порошкообразным флюсом — криолитом.

Готовая лигатура должна храниться в сухом и хорошо вентилируемом помещении. Для хранения лигатур устраивают специальные ларн или ящики. Особое внимание обращается на то, чтобы отдельные составы лигатур между собой не смешивались.

§ 5. ОТХОДЫ ЛИТЕЙНОГО ПРОИЗВОДСТВА

Если сбор и хранение литейных отходов ведут по плавкам с известным химическим составом, то такие отходы могут быть использованы в шихте в значительных количествах. Смешивание литейных отходов различных плавок затрудняет их использование.

Количество литейных отходов к весу годного литья колеблется в пределах от 10 до 80%. Крупные отходы в виде литников, выпоров, рибылей, сливов и литейного брака используют в плавку после их чистки от пригоревшего песка. Очистку литейных отходов производят в барабанах, дробеструйных или пескоструйных камерах. Крупные бракованные отливки разбивают при помощи копра или разрезают ацетилено-кислородным пламенем.

Мелкие литейные отходы, отходы, сильно загрязненные неметаллическими включениями, и отходы, которые трудно разделить по химическому составу, целесообразно до употребления переплавлять, рафинировать и разливать в слитки и после химического анализа использовать в шихту как паспортный материал.

Для переплавки отходов в литейных цехах с крупным масштабом производства устанавливают специальные плавильные печи. Небольшие заводы сдают отходы цветных металлов на специальные заводы, где они перерабатываются в паспортный металл. Стружку целесообразно использовать в плавку в брикетированном виде. Брикеты изготовляют при помощи связующих веществ — жидкого стекла, цемента, глины, извести и др. — путем холодного или горячего прессования. Объем механически спрессованной стружки уменьшается чугунной в 2—3 раза, стальной в 5 раз и цветных сплавов в 2—6 раз. Ввод в шихту брикетированной стружки взамен лома, не ухудшая качества литья, сокращает потребность в привозных материалах, на 10—30%.

Чтобы можно было рационально использовать стружку, ее нужно хранить отдельно по плавкам. В тех же случаях, когда хранение по плавкам затруднено, стружку хранят по группам сплавов, но такая стружка непосредственно для изготовления сплавов не может быть использована. Обычно эту стружку переплавляют в специальных печах, очищают от посторонних примесей, разливают в слитки, анализируют и только после этого используют при плавке

§ 6. ФЛЮСЫ

Применение флюсов при плавке преследует следующие цели: удалить вредные примеси, защитить сплав от окисления, очистить его от неметаллических включений и т. д.

Поэтому к флюсам предъявляются следующие требования:

1. Температура плавления флюса должна быть ниже температуры плавления сплава. Поэтому в плавку добавляют два-три тугоплавких материала, которые, сплавляясь, образуют легкоплавкий шлак.

2. При образовании шлаков флюсы должны иметь хорошую жидкотекучесть, так как жидкоподвижные шлаки лучше растворяют неметаллические включения и хорошо предохраняют поверхность металла.

3. Удельный вес флюсов при верхнем флюсовании должен быть меньше удельного веса сплава, а при нижнем флюсовании — больше удельного веса сплава.

4. Флюсы не должны взаимодействовать с огнеупорными материалами, из которых сделаны плавильные печи.

5. После расплавления флюсы должны иметь достаточное поверхностное натяжение и к концу плавки обладать необходимой вязкостью, чтобы лучше задерживался шлак во время заливки сплава в формы.

В качестве флюсов используют естественные и специальные материалы, которые приготовляются на химических заводах.

В качестве естественных материалов используют: кварцевый песок, известняк, доломит, плавиковый шпат, соль, известь, гипс, морскую соль, окислы металлов — железа, марганца, хрома и др.

Характеристика наиболее распространенных флюсов для плавки стали и чугуна приведена в табл. 44.

Флюсы, применяемые при плавке цветных металлов, представляют собой составы фтористых и хлористых солей.

Таблица 44

Название флюса	Содержание в %								
	CaO	MgO	SiO_2	P_2O_5	$Al_2O_3+Fe_2O_3$	FeO	MnO	CaF_2	CO_2
Известняк	49—52	Не более 3	1,6 4,0	—	—	—	—		38 - 41
Доломит сырой	25 30	16	7	—	5	-	—	—	44—47
Шлак основных плавильных печей	35—40	3 - 7	25	2	5—12	6 -12	8	—	—
Плавиковый шпат	—		5 20		—	-		75 92	—
Апатитонефелиновая руда	35—42	0,5—0,7	8—15	28—32	5,4—10,6	—	—	—	—
Кварцевый песок	—	—	95—96	—	1—4	—	—	—	—
Известь	Не более 75	Не более 4,5	Не более 4,5	—	—	—	—	—	—
Боксит	3	—	10—17	—	65—74	—	—	—	—
Шамот	—	—	60—65	—	30—35	—	—	—	—
Шлак кислых сталеплавильных печей	4,2—3,9	—	55,4—57,4	—	6,2—2,6	14,32 - 14,1	18,2—19,0	—	

Поступающие в плавку флюсы подвергают химическому анализу. Шлаки же, полученные в результате сплавления флюсов между собой и примесями, образующимися во время плавки, подвергают экспресс-анализу, определяют жидкотекучесть, основность, кислотность и структуру в изломе

§ 7. ТОПЛИВО

В качестве топлива для плавильных печей при плавке различных литейных сплавов применяют каменноугольный и торфяной кокс, антрацит, термоантрацит, древесный уголь, мазут; кроме того, применяется и газообразное топливо. Для плавки в вагранках применяют те виды топлива, которые проходят предварительную тепловую обработку: кокс, термоантрацит, древесный уголь. Естественные каменные угли и антрациты при нагревании выделяют летучие вещества, растрескиваются, выпучиваются, нарушая технологический процесс плавки. Ваграночное топливо должно быть с малой реакционной способностью. Топливо с большой реакционной способностью взаимодействует с углекислым газом, еще не опустившись в зоны плавления. При этом тратится значительное количество тепла, чего снижается температура ваграночной плавки. Применение топлива с высокой реактивной способностью при плавке в вагранке приводит к повышенному расходу его.

Ваграночное топливо всех видов по реакционной способности условно можно разделить на три группы:

1) с малой реакционной способностью: термоантрацит, литейный антрацит, некотощий кокс, литейный кокс;

2) со средней реакционной способностью: доменный кокс, газовый кокс;

3) с большой реакционной способностью: торфяной кокс, древесный уголь.

Сравнительная техническая характеристика различных видов ваграночного топлива приведена в табл. 45.

Основным видом топлива для ваграночной плавки является литейный кокс, который обладает хорошей прочностью, малой реакционной способностью, малой пористостью и достаточной теплотворной способностью.

Для плавки литейных сплавов в пламенных печах, тигельных горнах и в мартеновских печах применяют жидкое и газообразное топливо.

Из жидкого топлива применяются малосернистые, сернистые мазуты и смолы. Характеристики этих видов топлива приведены в табл. 46. Жидкое топливо обладает высокой калорийной способностью, почти не содержит золы и имеет минимальную влажность.

Кроме жидкого топлива, для плавки в пламенных печах, тигельных горнах и мартеновских печах используют газообразное топливо.

Таблица 45

Наименование топлива	Содержание в %				Теплотворная способность в ккал/кг	Температура воспламенения в °С	Пористость в %	Объемный вес в кг/м³
	Сера	Зола	Влага	Летучие вещества				
Литейный кокс	0,5—1,2	11—13	До 4	До 1,5	6500—7000	650—700	35—40	450—500
Доменный кокс	До 2	8—15	„ 4	„ 1,5	6400—6800	500—600	50—55	450
Газовый кокс	До 1,5	7—10	1—5	1,0—2,5	7000	500—600	45—50	450
Пекотощий кокс	0,8—1,3	4—8	До 6	1,0—2,0	8000	700—800	25—35	500
Термоантрацит	0,6—1,75	4—7	„ 1	До 0,7	6800—7300	630—640	2—5	850—950
Литейный антрацит	До 2	3—8	2—4	1,5—5,0	6800—7500	540—545	1—2	900—1000
Торфяной кокс	0,2—0,3	4—0	2—5	6—12	6700—7200	250—280	55—60	300—400
Древесный уголь	0,05	1—3	4—6	10—12	6500—7300	250—800	70—80	100—200

Таблица 4

Топливо	Горючая масса в %				Низшая теплотворная способность рабочего топлива в ккал/кг
	$S_г$	$C_г$	$H_г$	$(O+N)_г$	
Мазут малосернистый	0,5—0,7	86,5—87,8	12,5—10,7	0,5—0,8	9855—9245
Мазут сернистый	2,5—3,2	85,0—85,3	11,8—11,0	0,7—0,5	9620—9280
Смола [1]	0,5	89,0	5,3	2	8700

[1] Применяемая смола содержит 2,2% H_2O.

Газообразное топливо используется главным образом двух видов: естественные горючие газы и генераторные газы, получаемые путем переработки твердого топлива.

Характеристика различных видов газообразного топлива приведена в табл. 47.

Естественные газы и газы нефтяных скважин обладают высокой калорийностью и являются ценным видом топлива.

Генераторные горючие газы по калорийности уступают естественным газам. Поэтому для получения высоких температур эти газы

...ются в мартеновских печах в нагретом состоянии — до 1200° с подогретым воздухом до температуры не ниже 1000—1100°.

Таблица 47

Наименование газа и источник получения газа	Состав в весовых процентах							Теплотворная способность в ккал/м³	Вес 1 нм³ в кг
	Горючие составляющие				Негорючие составляющие				
	Окись углерода	Водород	Метан	Прочие углеводороды	Азот	Углекислота	Кислород		
Естественные газы									
Саратовский		1,8	94,3	2,7	1,2	—		8 510	0,730
Дашавский (УССР)		—	97,9	0,8	1,2	0,1		8 467	0,730
Ухтинский (Коми АССР)	—	—	93,0	1,2	5,6	0,2	—	8 150	0,759
Газы из нефтяных скважин									
Бакинский	—	—	85,0	4,0	—	11,0	—	8 014	0,893
Дагестанский	—	—	75,0	19,0	4,0	2,0	—	10 500	0,998
Майкопский	—	—	93,2	5,6	1,0	0,2	—	9 225	0,800
Бугурусланский	—	—	80,2	7,9	11,1	0,8	—	8 800	0,829
Паро-воздушные генераторные газы **									
Из древесины (щепы)	29,0	14,0	3,0	0,4	46,9	6,5	0,2	1 547	—
Из торфа (машинно-формовочного)	28,0	15,0	3,0	0,5***	45,3	8,0	0,2	1 548	—
Из бурого угля (челябинского)	30,0	13,0	2,0	0,4***	43,4	5,0	0,2	1 449	—
Из газовых углей	26,5	13,5	2,3	0,6***	51,9	5,0	0,2	1 402	—
Из антрацита (донецкого)	27,5	13,5	0,5	0,2***	52,6	5,5	0,2	1 230	—

* Теплотворная способность газа относится к 1 $м^3$ при нормальных условиях (0° С и 760 *мм* рт. ст.); условное обозначение 1 $нм^3$.

** Указан состав сухих газов, включая серо-одород.

*** Прочие углеводороды, включая сероводород.

§ 8. ПОДГОТОВКА ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ К ПЛАВКЕ

В зависимости от типа печей и принятого технологического процесса плавки шихтовые материалы проходят соответствующую подготовку.

Надлежащая подготовка шихтовых материалов к плавке ускоряет загрузку печей, сокращает время плавки, улучшает качество сплава и значительно повышает производительность плавильных печей.

Разбивка чушек чугуна производится при помощи чушколомов, а крупногабаритного чугунного машинного лома и брака литых деталей — при помощи копра.

Стальной лом разрезают ацетилено-кислородным пламенем, а мелкий и тонкий прессуют в пакеты. Мелкий лом и литейные отходы цветных металлов используют в плавку без разбивки, а крупный лом и литейные отходы разрезают механическими пилами или разбивают, предварительно подогревая куски металла в горне; при повышенной температуре прочность цветных металлов понижается.

Таблица 48

Диаметр вагранки в мм	Длина кусков в мм	Наибольший вес кусков в кг		Толщина кусков в мм	
		стальных	чугунных	стальных	чугунных
600	180 -200	10	15	До 25	До 100
700	230 250	12	16	„ 25	„ 100
900	280 300	15	20	„ 25	„ 100
1000	300 350	18	20	„ 25	„ 100
1200	380 400	20	25	„ 25	„ 100
1500	500 –600	30	35	50 -70	100 –150

Максимальные габариты кусков шихты устанавливаются в зависимости от конструкции печи и методов загрузки.

В пламенных, электрических и мартеновских печах загрузка производится через загрузочные окна. Шихту в этом случае разделывают так, чтобы ее можно было загружать через загрузочное окно. В крупных пламенных и электрических печах загрузка может производиться через съемный свод, что позволяет использовать крупный лом без разделки.

Таблица 49

Размер кусков в мм	Производительность вагранки в т/час	Температура чугуна в °С
300×150×150	4,75	1365
300×75×75	5.00	1390
300×15×25	5.75	1420

Для устранения возможного зависания шихтовых материалов в вагранке рекомендуются следующие максимальные габариты кусков в зависимости от диаметра вагранки (табл. 48).

Размеры кусков оказывают влияние на производительность вагранки и температуру чугуна, что видно из табл. 49.

Толстостенные куски, плавящиеся медленнее, могут служить причиной расстройства ваграночной плавки. Слишком тонкостенные шихтовые материалы применять не рекомендуется, так как они сильно окисляются и ухудшают качество чугуна.

Ферросплавы перед употреблением в плавку раздробляют на куски следующих размеров: ферросилиций 50—150 *мм*, ферромарганец 20—50 *мм* и зеркальный чугун 50—150 *мм* в поперечнике.

Поставляемые флюсовые материалы обычно наряду с очень крупными кусками содержат много мелочи. Для наиболее успешного

ведения плавки куски различных флюсовых материалов должны иметь следующие размеры в поперечнике (в *мм*):

Известняк и доломит	20—75
Плавиковый шпат	20—50
Шлак от основных сталеплавильных печей	30—100
Апатитонефелиновая руда	20—50
Каменная соль	10—20

Подготовка флюсов в механизированных литейных цехах с большим масштабом производства осуществляется с помощью дробилок механизированных грохотов.

При плавке чугуна большое внимание уделяют подготовке ваграночного топлива. По ГОСТ литейный кокс должен иметь размеры кусков 40 -150 *мм* в поперечнике.

Для плавки в вагранке мелкие куски кокса (менее 40 *мм*) нежелательны: при работе на мелком коксе понижается температура чугуна повышается содержание в чугуне серы; кроме того, производительность вагранки понижается, а удельный расход топлива возрастает. Мелкий кокс (до 40 *мм*) отделяется и используется поочередно: загружают несколько колош крупного кокса, а затем одну-две колоши мелкого.

Применять крупные куски кокса и антрацита (более 150 *мм* в поперечнике) также не следует, потому что при этом уменьшается противление прохождению воздуха, происходит большое окисление металла и горение кокса идет медленнее.

Для вагранок различного диаметра рекомендуются следующие оптимальные размеры кусков кокса:

Диаметр вагранки в *мм*	600	700	900	1000	1200	1500	1700
Оптимальный размер кусков кокса в *мм*	50	60	60—70	80—90	90	100	110—120	120—130	До 150

Практика работы заводов показывает, что вагранки лучше работают, если куски применяемого кокса имеют одинаковый размер. Поэтому на современных механизированных заводах кокс из бункера поступает на грохот и разделяется на фракции. Затем кокс ленточным транспортером подается на шихтовую площадку и засыпается в отдельные бункеры.

Кусковую мелочь (менее 40 *мм* в поперечнике) можно брикетировать смесью глины и извести с таким расчетом, чтобы связующие частично заменяли флюс. Реакционная способность брикетированной коксовой мелочи в этом случае уменьшается за счет оболочки связующих веществ.

При подготовке ваграночного топлива к плавке особое внимание уделяют отбору кокса для холостой колоши. Размеры кусков для холостой колоши 75—150 *мм* в поперечнике.

Жидкое топливо — мазуты и смолы — для лучшего распыливания в форсунках и более полного сжигания подогревают в напорном баке. Напорные баки, из которых подается жидкое топливо в фор-

сунки, имеют нагревательные змеевики, по которым пропускают перегретый пар.

Газообразное топливо с низкой калорийностью для получения более высоких температур в плавильном пространстве в отдельных случаях подогревается в рекуператорах или регенераторах.

§ 9. РАСЧЕТ ШИХТЫ

Для расчета шихты необходимо знать химический состав металла, который надо получить в отливке, состав исходных металлов, из которых будет составляться шихта, и тип плавильной печи.

Расчет шихты может производиться различными методами: аналитическим, методом подбора и графическим.

Аналитический метод расчета шихты основан на составлении и совместном решении нескольких уравнений по числу элементов, входящих в сплав. Решить такие уравнения бывает не только трудно, но и не всегда возможно. Поэтому задачу во многих случаях упрощают и рассчитывают не все элементы, а только основные.

В качестве примера приводится расчет шихты для чугунной отливки.

В отливке должно быть: 1,9% Si и 0,65% Mn. Угар элементов при плавке в вагранке: 10% Si; 20% Mn. В шихте с учетом угара должно быть: Si ≈ 2,1% и Mn ≈ 0,81%. В шихту берутся следующие материалы:

чугун ЛК1: 3,25% Si; 0,8% Mn в количестве x кг
„ ЛК2: 2,75% Si; 0,6% Mn „ „ y „
„ М1: 1,0% Si; 1,5% Mn „ „ z „
отходы литья, литники и брак 1,9% Si;
0,65% Mn в количестве 35 „
Всего 100 кг

Все эти материалы внесут в шихту:

кремния $x\frac{3,25}{100}+y\frac{2,75}{100}+z\frac{1,0}{100}+35\frac{1,9}{100}=2,1$;

марганца $x\frac{0,8}{100}+y\frac{0,6}{100}+z\frac{1,5}{100}+35\frac{0,65}{100}=0,81$.

Умножаем оба уравнения на 100, получим

$$3,25x+2,75y+z=210 \quad 66,5=143,5;$$

$$0,8x+0,6y+1,5z=81-22,75=58,25.$$

Количество чугуна ЛК1 в шихте будет равно

$$x=100-35 \quad y-z \text{ или } x=65-y-z.$$

Для определения весового количества шихтовых материалов нужно решить совместно три уравнения:

$$3,25x+2,75y+z=143,5;$$

$$0,8x+0,6y+1,5z=58,25;$$

$$x=65-y-z.$$

Подставляем x в первые два уравнения и находим значения y и z; для нашего случая они будут равны: $x=3,95$ кг; $y=41,21$ кг; $z=20,84$ кг. Для навески шихты эти цифры округляются.

Если в результате решения системы уравнений в задаче по шихте получается один или несколько отрицательных ответов, то это значит, что из выбранных сортов металла нельзя составить заданную шихту и следует выбрать другие исходные материалы.

Расчет шихты способом подбора следует применять лишь при постоянном стандартном составе шихты, когда изо дня в день плавка ведется на одних металлах и сплавах. Расчет производится следующим образом. Намечают сорта металла и количество их в шихте, затем производят проверочные расчеты и на основе правила смешения проверяют состав металла. Если расчет показывает, что полученный состав далек от заданного, то весь расчет делают заново, выбирая при этом новые количественные соотношения металлов или заменяя их другими металлами. Если полученный расчетный состав оказывается близким к заданному, то дальнейшие расчеты прекращают, а недостающие элементы подшихтовывают ферросплавами, лигатурами и чистыми металлами. Приводим проверочный расчет выбранной шихты для чугунных отливок.

Отливка должна содержать: 1,25% Si и 0,8% Mn.
Угар элементов: 10% Si; 20% Mn.
Шихта составлена из следующих материалов:
Чугун ЛК3 29 кг; 2,0% Si; 0,9% Mn
„ ЛК4 26 кг; 1,5% Si; 1,2% Mn.
Литники и брак 31 кг; 1,25% Si; 0,8% Mn.
Стальной лом 14 кг; 0,20% Si; 0,5% Mn.
Всего шихта внесет в плавку кремния

$$29\frac{2,0}{100}+26\frac{1,5}{100}+31\frac{1,25}{100}+14\frac{0,20}{100}=1,39.$$

С учетом угара в отливке останется кремния

$$1,39-0,9=1,25\%.$$

Всего шихта внесет в плавку марганца

$$29\frac{0,9}{100}+26\frac{1,2}{100}+31\frac{0,8}{100}+14\frac{0,5}{100}=0,891.$$

С учетом угара в отливке остается марганца

$$0,891-0,8=0,71\%.$$

Из приведенного примера видно, что по содержанию марганца шихта не удовлетворяет заданию. Поэтому можно взять чугун ЛК3 второй группы с содержанием до 1,2% Mn и снова произвести расчет или добавить недостающее количество марганца при помощи доменного ферромарганца с содержанием 75% Mn.

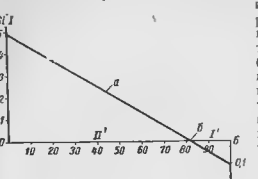
Необходимо добавить марганца: 0,8—0,71 = 0,09%, а с учетом угара

$$\frac{0,09\cdot 100}{80}=0,11 \text{ кг}.$$

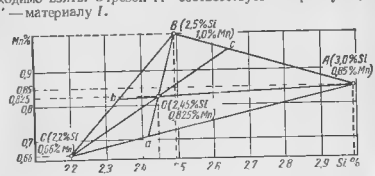
Всего потребуется ферромарганца: $\frac{0,11}{0,75}=0,146$ кг.

Подшихтовка при помощи ферросплавов облегчает подбор шихтовых материалов и их расчеты.

Более быстрый расчет можно произвести графическим методом параллельных координат для расчета шихты по одному элементу из двух исходных материалов. Между двумя точками проводят горизонтальную линию $АБ$ (фиг. 59), которую делят на 100 частей. Из точки $А$ вверх откладывают избыток содержащегося элемента в материале I (+Si) против заданного, а из точки $Б$ откладывают вниз недостаток того же элемента в материале II (—Si). Затем отложенные точки соединяют между собой. Пересечение проведенной линии $а$ с горизонтальной линией в точке $б$ показывает, какое количество материала необходимо взять. Отрезок II' соответствует материалу II, а отрезок I' — материалу I.



Фиг. 59. Графический расчет шихты методом параллельных координатных линий.



Фиг. 60. Графический расчет шихты методом треугольника.

Применение метода треугольника для расчета шихты дает возможность произвести расчет шихты на два основных элемента из трех исходных материалов.

В прямоугольной системе координат (фиг. 60) откладывается содержание элементов исходных трех материалов, например, на горизонтальной оси — содержание кремния, а на вертикальной оси содержание марганца. Тогда положение выбранных трех исходных материалов на графике определится точками $А$, $В$, $С$:

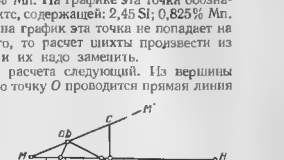
$А$ — чугун ЛК1 : 3,0% Si; 0,85% Mn;
$В$ — чугун ЛК2 : 2,5% Si; 1,00% Mn;
$С$ отходы литейного производства. 2,2% Si : 0,66% Mn.

На данный график необходимо также нанести координатную точку, соответствующую химическому составу металла в шихте, т. е. с учетом угара элементов: 10% Si; 20% Mn. На графике эта точка обозначена буквой $О$ и соответствует шихте, содержащей: 2,45 Si; 0,825% Mn. Если же при нанесении точки $О$ на график эта точка не попадает на треугольник и находится вне его, то расчет шихты произвести из выбранных материалов нельзя, и их надо заменить.

Далее порядок графического расчета следующий. Из вершины каждого угла через координатную точку $О$ проводится прямая линия до пересечения с противолежащей стороной треугольника и ставится маленькая буква, соответствующая обозначенному углу.

Для определения количества составляющих шихты необходимо построить дополнительный график (фиг. 61).

Проводится прямая линия между точками $М$ и $Н$ и делится для удобства расчета на 100 частей. Из точки $М$ под произвольным углом проводится линия $ММ'$, а из точки $Н$ параллельная ей линия $НН'$. На этих линиях откладываются отрезки линий, полученных при построении графи а (фиг. 60). На линии $ММ'$ откладываются отрезки $Оа$, Ob и $Ос$. Все они откладываются из точки $М$. На линии $НН'$ откладываются отрезки $ОА$, $ОВ$ и $ОС$, все они откладываются из точки $Н$. Точки, полученные таким построением, на графике соединяют прямыми линиями $а$ с $А$, b с $В$ и $с$ с $С$. Точки пересечения этих линий с линией $МН$ дают ответ, сколько какого материала надо взять в шихту. Если делениям дать наименование процентов, то ответ получим в процентах.



Фиг. 61. Определение количества исходных материалов графическим методом.

Указанные точки пересечения соответствуют принятым материалам ЛК1 — 40%, ЛК2 — 18% и отходам литейного производства — 42%. В сумме все три материала должны давать 100%. Если полученная сумма не соответствует 100%, то графические построения были выполнены неточно, и их надо снова повторить с большей тщательностью.

Графический расчет всегда надо проверять арифметическим поверочным расчетом. Если арифметический расчет дает совпадение с заданным составом, то графический расчет считается правильным.

Примеры расчета шихты для плавки стали и цветных металлов даны в соответствующих главах.

ГЛАВА II

ПЛАВКА ЧУГУНА

В современном машиностроении из общего количества фасонных отливок из черных металлов на долю серого чугуна по весу приходится 70—75%.

В состав чугуна входят пять основных элементов (C, Si, Mn, P и S) и различные легирующие элементы (Cr, Ni, Ti, V, Mo, Cu и др.), которые вводятся с целью получения чугуна с повышенной химической стойкостью, жаростойкостью, жаропрочностью и особыми физическими свойствами.

В современной практике для получения фасонных деталей пользуются чугуном вторичной плавки, который выплавляют в вагранках, пламенных печах, электропечах и тигельных горнах.

Наибольшее количество чугунных деталей производится из чугуна, выплавленного в вагранках.

Большую перспективу имеет применение жидкого доменного чугуна, подвергнутого дополнительной тепловой обработке или модифицированного различными добавками. В последнее время были проведены опыты по модифицированию доменного чугуна магнием с целью получения шаровидного графита, которые также дали положительные результаты. Однако эти способы еще не получили широкого распространения.

§ 1. ПЛАВКА ЧУГУНА В ВАГРАНКЕ

Вагранка — шахтная печь для плавки чугуна. Первая вагранка была построена в 1774 г. в России А. Р. Баташевым на Гусевском заводе.

В течение более 180 лет вагранка является главным плавильным агрегатом для переплавки чугуна. Более 80% всего чугуна выплавляется в вагранках. Столь широкое распространение вагранка получила благодаря высокому коэффициенту полезного действия (35—50%), значительно более высокого, чем у других плавильных печей, работающих на твердом, жидком и газообразном топливе.

1. Конструкция современной вагранки

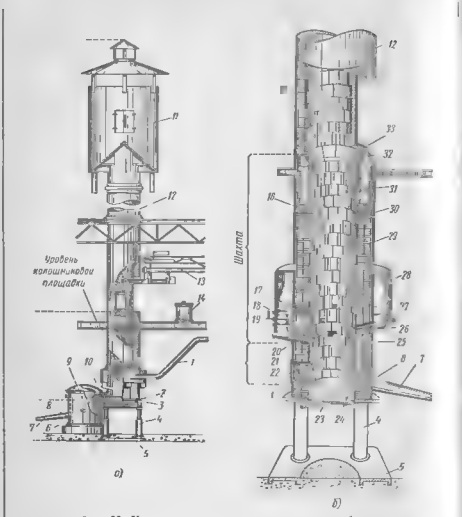
В настоящее время в Советском Союзе разработаны вагранки с тремя рядами фурм производительностью от 1 до 12,5 *т/час*. Эти вагранки дали положительные результаты и рекомендуются для применения на заводах.

В практике литейного производства эти вагранки работают без копильника или с копильником. В вагранках без копильника жидкий чугун соприкасается с раскаленным коксом и науглероживается, соприкосновение чугуна с ваграночными газами приводит к большому окислению железа и примесей. Температура выпускаемого чугуна из этих вагранок выше, чем из вагранок с копильником.

В вагранке с копильником время соприкосновения чугуна с раскаленным коксом сокращается, в результате чего получается чугун меньшим содержанием углерода и серы. В копильнике чугун перемешивается и выравнивается по составу и температуре; уменьшается газ, так как чугун закрыт от ваграночных газов слоем шлака. Расход кокса уменьшается, так как фурмы располагаются ближе к поду. В копильнике можно проводить ряд технологических операций по обработке жидкого чугуна: удалять серу; вводить легирующие присадки для получения легированного чугуна; производить продувку чугуна кислородом; вводить модификаторы для получения модифицированного чугуна с пластинчатым или шаровидным графитом и др. Вагранки с копильником требуют дополнительных расходов на ремонт, сушку и разогрев копильника. Кроме того, температура выпускаемого чугуна несколько снижается, так как часть тепла от чугуна уходит на нагревание копильника.

На фиг. 62 показаны вагранки с тремя рядами фурм. Кожух вагранки *30* сваривается из листовой стали; внизу он при помощи фланца *2* соединяется с опорной плитой *3*. Опорная плита укреплена на колоннах *4*, которые стоят на фундаментной плите *5*. Продолжением кожуха вагранки является труба *12*, выложенная внутри огнеупорным кирпичом; на трубе сверху укреплен искрогаситель *11*. Внутри кожух вагранки футерован огнеупорным материалом *29* (кирпичом или набивной массой). Верхняя часть вагранки у загрузочного окна выложена чугунными прямыми *31* и конусными *32* кирпичами, которые защищают футеровку от разрушения. Для удержания чугунных кирпичей с внутренней стороны кожуха приваривают угольник *16*. Такие же угольники устанавливают и для поддержания огнеупорных кирпичей. К опорной плите *3* приваривают открывающееся днище вагранки *23*, которое может быть цельным или двустворчатым. Днище во время плавки закрыто и удерживается в этом состоянии клиньями, подпорками или специальными механизмами.

Для набивки пода *24* и разжига вагранки имеется лаз *21*, который во время работы закрывают дверкой *22*. Воздух в вагранку подается через фурмы, при этом они могут располагаться в зависимости от конструкции вагранки в один, два и три ряда. При устройстве трех рядов фурм обращают внимание на отношение площади поперечного сечения каждого ряда фурм к общей площади поперечного сечения вагранки и на расстояние между рядами фурм и на величину уклона фурм к поду.



Фиг. 62. Конструкция вагранки с тремя рядами фурм:

1 — воздухопровод; *2* — угольник для крепления к опорной плите; *3* — опорная плита, *4* — опорные колонны; *5* — фундаментная плита; *6* — летка для выпуска шлака из копильника; *7* — лет-ка для выпуска чугуна; *9* — копильник; *10* — переходная летка; *11* — ресиверситель; *12* — труба вагранки; *13* — загрузочный кран; *14* — балка; *15* — футеровка; *16* — ребра из уголков для жесткости и поддержания футеровки, *17* — третий ряд фурм; *18* — дроссельная заслонка; *19* — рукав, соединяющий фурму с воздушной коробкой; *20* — первый ряд фурм; *21* — вы-ра для набивки; *22* — дверца лю-ка; *23* — лещадь вагранки; *24* — подина; *25* — шлаковая летка для выпуска шлака из вагранки; *26* — второй ряд фурм; *27* — малый рукав для второго ряда фурм; *28* — воздушная коробка; *29* — футеровка; *30* — конус вагранки; *31* — чугунный правый кирпич; *32* — чугунный конусный кирпич; *33* — загрузочное окно.

Отношение площади сечения всех рядов фурм к площади поперечного сечения вагранки, расстояния между рядами и уклон фурм приведены в табл. 50.

Таблица 50

Диаметр вагранки в свету в *мм*	Отношение площади сечения фурм к площади сечения вагранки	Расстояние между рядами фурм в *мм*		Углы наклона фурм в град.		
		между первым и вторым	между вторым и третьим	Первый ряд	Второй ряд	Третий ряд
600—900	1 : 3,5	250—280	250—280	5	10	15
1000—1200	1 : 4,0	280—310	280—310	5	10	15
1300 и больше	1 : 4,5	310—340	310—340	5	10	15

Рекомендуется через основной первый ряд фурм подавать 75 — 80% всего воздуха и через два верхних ряда — 20—25%. При индивидуальном выключении фурм это соотношение может регулироваться в значительных пределах.

Расстояние от пода до первого ряда фурм зависит от конструкции вагранки. Для вагранок с копильником оно равно 150—250 *мм*, для вагранок без копильника это расстояние выбирается в зависимости от количества накапливаемого чугуна, практически эта высота равна 400—500 *мм*. Фурмы соединяются с воздушной коробкой *28*. Первый ряд фурм соединяется рукавами *19*, в которых установлены дроссельные заслонки *18* для индивидуального регулирования подачи воздуха. Второй ряд фурм соединяется рукавами *27*. Третий ряд фурм *17* входит в вагранку непосредственно из воздушной коробки.

Загрузочное окно *33* расположено на колошниковой площадке; размер окна зависит от способа загрузки и размера вагранки.

Копильник с вагранкой соединяется переходной леткой *10*. Для выпуска чугуна из копильника и из вагранки устраивают выпускную летку *8*. Шлак из копильника выпускается через шлаковую летку *6*. Выпуск шлака непосредственно из вагранки производится через шлаковую летку *25*, которая располагается на расстоянии 50 — 60 *мм* от нижнего края фурмы. Для подачи чугуна в ковши выпускные чугунные летки соединяются с желобом *7* вагранки. Для работы на кислородном дутье или с горячим воздухом вагранки оборудуются кислородными установками или воздухонагревателями

2. Подготовка вагранки к плавке

При подготовке вагранки к плавке осматривают металлические части и огнеупорную футеровку вагранки. В случае необходимости металлические части вагранки должны исправляться до ремонта огнеупорной футеровки, во избежание разрушения последней. Перед

каждой плавкой проверяется исправность кожуха, днища и запорных устройств, фурм и дроссельных заслонок.

В стационарных копильниках проверяются дверцы и запорные устройства, а в поворотных копильниках проверяется работа поворотного механизма. После устранения дефектов металлических частей вагранки и копильника приступают к ремонту огнеупорной футеровки.

Ремонт огнеупорной футеровки по объему и сложности может быть капитальным, средним и текущим.

При капитальном ремонте вся огнеупорная футеровка заменяется новой. Такой ремонт производится после продолжительной работы вагранки, когда огнеупорная футеровка сильно разрушена по всей высоте.

При среднем ремонте заменяется огнеупорная футеровка в поясе плавления. Средний ремонт производится после каждой длительной непрерывной плавки в течение двух смен.

При текущем ремонте очищаются шлак, исправляются отдельные места футеровки и заменяются отдельные кирпичи кладки. Такой ремонт производится после каждой плавки.

Продолжительность работы вагранки и объем работ по ремонту зависят от качества и формы огнеупорных материалов и в большой степени от качества выполненных работ.

Основной причиной, понижающей стойкость и ускоряющей разрушение огнеупорной футеровки, является наличие толстых швов между кирпичами. Кладку кирпичей необходимо выполнять так, чтобы толщина связывающего материала между кирпичами была минимальной. Хорошие результаты дает укладка кирпичей с притиркой.

Кирпич, употребляемый для кладки, должен быть цельным, в нем не должно быть шлаковых включений. Перевозить и хранить кирпич надо на подстилках.

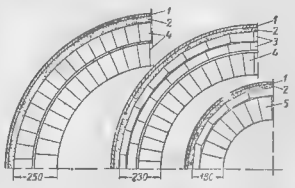
В современной практике литейного производства внедряются вагранки с водяным охлаждением без футеровки. Водоохлаждаемые вагранки без футеровки найдут широкое применение в первую очередь в тех отраслях промышленности, где требуется длительная непрерывная плавка. В настоящее время практика показывает, что при надлежащей разработке конструкции вагранки режимов плавки водоохлаждаемые вагранки могут применяться и для коротких циклов плавки. В обычных вагранках огнеупорная футеровка может быть выполнена из кирпича или из огнеупорной массы. В целях удешевления огнеупорной футеровки отдельные ее части необходимо изготовлять из разных по качеству огнеупорных материалов. В вагранках, работающих на кислых вагрpreчных шлаках, для футеровки используются шамотные и полукислые огнеупорные кирпичи.

Горн вагранки, соединительный канал с копильником и шахта вагранки на высоту 1,5—2 *м* над уровнем нижнего ряда фурм выкладываются шамотным кирпичом наивысшей огнеупорности класса А

и полукислым кирпичом повышенного качества. Остальная часть шахты до чугунных кирпичей выкладывается шамотным кирпичом класса Б или соответствующим полукислым кирпичом.

У стационарного копильника стенка, примыкающая к вагранке, выкладывается шамотным кирпичом высшей огнеупорности, так как по ней стекают горячий чугун и шлак.

Другие части копильника, кроме леток, выкладываются из шамотного кирпича класса Б.



Фиг. 63. Схема устройства кладки в вагранке:
1 — кожух; *2* — засыпка; *3* — ряд кирпича „на плашку"; *4* — ряд кирпича „на ребро"; *5* — ряд клинового кирпича.

Для футеровки вагранок применяют нормальные кирпичи (ГОСТ 389-41) и специальные фасонные ваграночные кирпичи (ГОСТ 3272-46).

Схема укладки кирпичей в вагранке показана на фиг. 63. Толщина футеровки зависит от диаметра вагранки:

Диаметр вагранки в *мм*	До 600	600—1500	1000—1300	Свыше 1500
Толщина футеровки в *мм*	125—180	200—250	250—270	300

Между кожухом *1* (фиг. 63) и огнеупорной футеровкой для компенсации температурного расширения делают засыпку *2* толщиной 5—30 *мм*, затем укладывается лещадка *3* или кладка на плашку, еле чего идет кладка на ребро *4*, которая может состоять из прямого или клиновидного кирпича.

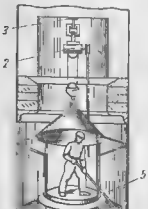
В отдельных случаях производят кладку из специального клинового кирпича *5* с большим конусом.

Количество кирпичей, расходуемых на ремонт, зависит от диаметра вагранки и от характера ремонта (табл. 51).

Кирпичная кладка изготовляется на связующем следующего состава: 25—30% огнеупорной глины и 70—75% молотого шамота или 25—30% огнеупорной глины и 70—75% кварцевого песка. По-

рошки смешивают, увлажняют и тщательно перемешивают до получения однородной тестообразной массы. В отдельных случаях применяют готовые стандартные порошкообразные смеси (ГОСТ 6137-52 и 5338-50).

Швы должны быстро оплавляться и предохранять футеровку от агрессивного воздействия металла и шлака. Количество швов должно быть минимальным, с этой целью применяют большемерные специальные фасонные огнеупорные кирпичи.



Фиг. 64. Схема изготовления набивной футеровки.

При среднем ремонте выбиваются остатки огнеупорных материалов от уровня фурм до нижнего упорного кольца, после чего вся эта часть вагранки выкладывается вновь.

При текущем ремонте отдельные изъяны футеровки исправляются путем установки новых кирпичей, мелкие изъяны исправляются огнеупорным составом из огнеупорной глины и шамотного порошка.

Набивная футеровка выполняется по шаблону *1* (фиг. 64). Шаблон подвешивается на блоке *2*, который укрепляется на балке *3*, уложенной в загрузочном окне вагранки. При помощи блока шаблон-обечайка по мере уплотнения набивной массы поднимается вверх. Набивная масса *4* уплотняется трамбовками *5*. Вследствие того, что уплотнять набивную массу в области фурм бывает трудно, область горна и фурм выкладывается кирпичом.

Набивная футеровка состоит из огнеупорной глины, кварцевого песка, шамотного порошка, динасового порошка, жидкого стекла и других материалов.

Таблица 51

Диаметр вагранки в *мм*	Расход кирпича на ремонт в шт.			Диаметр вагранки в *мм*	Расход кирпича на ремонт в шт.		
	капитальный	средний	текущий		капитальный	средний	текущий
500	200	200	60	950	2700	1100	130
600	1000	450	80	1000	3000	1100	140
650	1200	500	90	1100	3400	1300	150
700	1400	600	100	1200	3800	1500	180
760	1600	600	100	1300	4400	1800	200
800	1900	800	110	1400	5100	2000	240
850	2200	900	120	1500	5700	2300	270
900	2300	1000	130	1700	6500	2600	300

Таблица 52

№ состава	Содержание компонентов в %					Зернистость в *мм*	
	Огнеупорная глина	Шамотный порошок	Кварцевый песок	Жидкое стекло	Вода	шамота	песка
1	28	66	—	—	6	2—4	—
2	27	—	65	—	8	—	0,75—1,5
3*	20	7	70	1,4	7	—	—
4	10 -22	70—82	—	—	8	2—3	—
5	10—22	—	72—84	—	6	—	0,5—1,5

* Состав увлажняется водным раствором: на 10 *л* воды 2 *кг* жидкого стекла.

В табл. 52 приведено несколько составов для набивной футеровки.

Составы набивной массы приготовляют на смешивающих бегунах. Вначале смешивают сухие порошки, затем производят увлажнение или добавляют связующие в виде водных растворов. Для равномерного распределения влаги и связующего состава после увлажнения производится перемешивание до получения однородной массы.

Набивку футеровки производят последовательными слоями толщиной 60 –70 *мм*: при более толстых слоях могут оставаться неуплотненные места. После того как набивка будет закончена, в футеровке делают наколы для лучшего удаления влаги при сушке. По окончании набивки производится воздушная сушка футеровки в течение час., после чего производится сушка в течение 20 –22 час. при слабом огне, который постепенно усиливается.

Ремонт набивной футеровки производят путем обмазки тестообразным составом, состоящим из 5 -7% каолина и 93—95% кварцита.

Применяют и другие составы, например: 5—10% огнеупорной глины, 85—95% кварцевого песка.

После нанесения обмазки исправленные места окрашивают краской, состоящей из 60% тонкоизмельченного карборунда и 40% жидкого стекла.

В практике имелись случаи изготовления футеровки из кирпича без предварительного обжига. Кирпич «сырец» изготовлялся из 76% кварцевого песка и 24% огнеупорной глины с влажностью до 20%. Изготовленный кирпич высушивают в обычном литейном сушиле

при температуре 400°. Влажность высушенного кирпича должна быть не более 3%. Такой кирпич очень хорошо обрабатывается и притирается, поэтому кладка получается, по существу, бесшовной. Кирпич «сырец» обладает достаточной прочностью, им можно выкладывать горн и область фурменных отверстий. К положительным качествам футеровки из кирпича «сырца» относятся ее дешевизна и доступность для каждого цеха, а к недостаткам — трудности, связанные с текущим ремонтом вагранки. Этот способ футеровки пока еще не получил широкого распространения в литейном производстве.

При ремонте стационарных копильников очищают шлак, исправляют заднюю стенку и переходную летку, заменяют отдельные кирпичи, исправляют дверку, устанавливают кирпичи для чугунной и шлаковой летки. Для чугунной летки выбирают кирпичи особо высокого качества. Отверстия в таких кирпичах просверливают на сверлильном станке при помощи сверла с победитовой наплавкой. Обычно в одном кирпиче делают два отверстия по высоте: одно рабочее, а другое запасное.

После окончания ремонта закрывают днище вагранки, обмазывают швы изнутри огнеупорной глиной, набивают под вагранки.

Под копильника и вагранки набивают горелой формовочной землей или приготовленной в бегунах формовочной смесью с добавкой к горелой земле свежих материалов. В смесях для набивки пода должно содержаться глины 12—14%; влажность должна быть не более 10%; газопроницаемость 100.

Толщина пода составляет примерно от 150 до 300 *мм*. Уплотнение пода должно быть равномерным. При набивке пода необходимо соблюдать уклон до 5% в сторону выпускной чугунной летки. У стенок вагранки и копильника под набивается немного выше, с таким расчетом, чтобы не было резкого перехода от стенки к поду, во избежание образования трещин. Радиус переходов равен 150—250 *мм*.

3. Розжиг вагранки

Вагранку разжигают, как правило, после сушки и нагрева копильника. На под вагранки укладывают дрова, сначала мелкие, а затем более крупные. Дрова укладывают клеткой для того, чтобы они лучше разгорались. В больших вагранках часть дров кладут горизонтально, а часть устанавливают вертикально по периметру вагранки.

Розжиг вагранки необходимо вести таким образом, чтобы обеспечить постепенный подъем температуры кладки, при котором тепловой удар и связанное с ним разрушение огнеупора были бы исключены.

Зажигают дрова через заправочный лаз, который в процессе розжига остается открытым. Когда дрова хорошо разгорятся, загружают $^1/_8$ или $^1/_4$ всей холостой колоши кокса. Когда эта часть кокса загорится, добавляют остальной кокс.

Розжиг вагранки мазутом и газом производится следующим образом. На поду вагранки устанавливают коробки из тонких досок для создания каналов, по которым должны двигаться горячие газы от форсунки или горелки. Коробки соединяют с чугунной леткой, так как форсунка или горелка устанавливается против летки. Когда кокс против летки разгорится, подачу топлива (жидкого или газообразного) прекращают и оставляют только подачу воздуха.

Применение форсунок и горелок сокращает продолжительность разжига до 1 часа. Кокс для холостой колоши отбирается крупный (100—150 *мм* в поперечнике), сухой и малосернистый.

Большое значение при плавке в вагранке имеет высота холостой колоши, так как она оказывает влияние на температуру, скорость плавления и химический состав чугуна. Высота холостой колоши определяется в зависимости от давления дутья, при котором нормально работает вагранка, а также от качества и размеров кусков кокса. При измерении уровня холостой колоши необходимо учитывать оседание кокса холостой колоши на 100—150 *мм* под тяжестью шихтовых материалов.

Для кокса среднего качества с размером кусков 50—100 *мм* можно рекомендовать следующую высоту холостой колоши:

Давление дутья в *мм* вод. ст. . . .	300	400	600	600	700	900	1000
Высота холостой колоши в *мм*	750	850	940	1020	1090	1225	1285

Для плотного крупного кокса эти величины могут быть снижены на 100—200 *мм*; при более мелком и пористом коксе эти величины должны быть увеличены на 200—300 *мм*.

Высоту холостой колоши для кокса среднего качества с размером кусков 50—100 *мм* и установившегося дутья можно подсчитать по эмпирической формуле

$$h = 37{,}5\sqrt{p} + 100 \text{ мм},$$

где h — высота холостой колоши над верхним краем фурм в *мм*,

p — давление дутья в *мм* вод. ст.

Уровень холостой колоши в процессе работы вагранки зависит от многих факторов, которые трудно поддаются учету. Чтобы определить уровень холостой колоши, измеряют расстояние от фурм до места максимального разгара футеровки и к полученной величине прибавляют 100—150 *мм* на оседание кокса.

Когда холостая колоша разгорится, начинают продувать вагранку воздухом от вентилятора; продувка продолжается до тех пор, пока не проявится кокс по всей высоте. Чугунная и шлаковая летки во время продувки остаются открытыми. После продувки вагранки снова проверяется уровень холостой колоши и производится загрузка шихты.

4. Загрузка и пуск вагранки

Вагранка перед началом плавки должна быть заполнена шихтовыми материалами до уровня загрузочного окна. Во время плавки по мере оседания шихтовые материалы постепенно добавляются

последовательными слоями: топливо, флюсы, металл. Основное требование, предъявляемое к загрузке, состоит в том, чтобы шихтовые материалы равномерно распределялись по сечению вагранки

Металлические шихтовые материалы загружаются в следующем порядке. В первую очередь загружают тугоплавкие составляющие (стальной лом, чушки чугуна, крупный чугунный лом), а затем сверху — более легкоплавкую часть шихты (мелкий чугунный лом) Исключение составляет мелкий стальной лом, который целесообразно загружать на чугунные чушки или на крупный чугунный лом, а сверху засыпать мелким чугунным ломом и литниками.

При загрузке шихтовых материалов надо стараться, чтобы в центре вагранки материалы укладывались более рыхло, для лучшего проходя газов; поэтому чушки чугуна и более крупный лом нужно располагать у стенок, а мелкий лом и литники в центре вагранки

Вес металлической колоши устанавливается в зависимости от количества топлива в рабочей топливной колоше, от качества и размеров кусков кокса.

Вес топливной колоши рассчитывают исходя из минимальной толщины слоя кокса, необходимого для разделения двух смежных колош металла. Установлено, что эта толщина должна быть для хорошего литейного кокса в пределах 150—200 *мм*.

Топливную колошу следует загружать в ватранку по объемной тарой — ящиком, коробкой или совком. В случае необходимости загрузки кокса по весу или для определения веса металлической колоши вес топливной колоши определяется из расчета кокса (объемный вес) 450 *кг/м*^{3}: антрацита и термоантрацита в пределах 900—1000 *кг/м*^{3}.

При высоте топливной колоши 150 *мм* для вагранки диаметром 700 *мм* вес топливной коксовой колоши будет равен 27 *кг*, а металлической колоши — 220 270 *кг*. При высоте топливной колоши 200 *мм* вес коксовой колоши будет равен 35 *кг*, а металлической 300—350 *кг*.

Если же принять, что плавка будет производиться на термоантраците, то вес металлической колоши удваивается; таким образом, при высоте топливной колоши 150 *мм* и весе топливной колоши 54 *кг* вес металлической колоши будет 440—540 *кг*, а при высоте 200 *мм* и весе топливной колоши 70 *кг* вес металлической колоши будет равен 600—700 *кг*. Как видно из приведенных примеров, вес металлической колоши в 10 раз больше топливной рабочей колоши

Часто топливная колоша состоит из смеси кокса и антрацита или из кокса и термоантрацита, поэтому в каждом случае вес металлической колоши должен корректироваться в соответствии с применяемым топливом.

Высота рабочей топливной колоши незначительно изменяется в зависимости от диаметра вагранки и рода топлива (табл. 53).

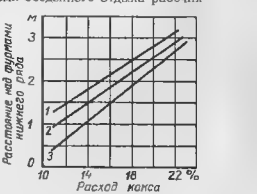
При правильно установленных размерах топливной и металлической колош температура металла на желобе должна быть устойчивой,

Таблица 53

Диаметр вагранки в *мм*	Высота рабочей топливной		Диаметр вагранки в *мм*	Высота рабочей топливной колоши в *мм*	
	для антрацита	для кокса		для антрацита	для кокса
600	130	150	1100	160	190
700	130	150	1200	170	190
800	140	160	1300	180	200
900	150	170	1500	190	200
1000	160	180			

пополнение холостой колоши топливом может потребоваться только случаях остановки вагранки во время обеденного отдыха рабочих и для перехода на другие составы шихт.

При недостатке топлива в рабочей колоше температура чугуна удет скижаться, так как слой асжженного топлива будет постепенно уменьшаться. Избыток топлива в рабочей топливной коше может вызвать замедление лавки вследствие значительного еличения высоты холостой коши. Вагранка в этом случае удет работать вхолостую, пока е выгорит лишнее топливо и хостая колоша не займет нормального положения. Зависимость зменения высоты зоны плавления от расхода кокса в рабочей топливной колоше над фурмами нижнего ряда приведена на фаг. 65.



Фиг 65. Высота плавильного пояса в зависимости от расхода топлива.
1 — начало зоны плавления; *2* — средняя зона плавления. *3* конец зоны плавления.

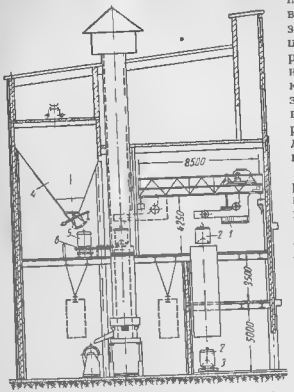
Количество флюсов определяется по отношению к весу металлической колоши и составляет 2—3%. Загрузка флюсов ведется с таким асчетом, чтобы они располагались в центральной части вагранки не доходили до стенок вагранки на 100—150 *мм*.

Операции загрузки ваграпок в большинстве случаев механизированы.

Механическая загрузка ваграпок в настоящее время осуществляется при помощи консольного крана (фиг. 66), который поднимает бадью *2* с металлической шихтой. Бадья подается на тележке *3* шихтового двора или из бункера *4*, который находится на шихтовой площадке. Из бункера *4* кокс загружается в мерную бадью *5* и по рольгангу *6* выкатывается для захвата консольным краном.

Загрузка флюсов производится также при помощи бадьи.

Более удобна и проста загрузка вагранки наклонным подъемником *1* (фиг 67). В этом случае все операции по шихтовке и загрузке производятся на шихтовом дворе. Бадью *2* из закромов *3* загружают шихтой, подают по рольгангу *4* к подъемнику *1* и поднимают к загрузочному окну; здесь бадья устанавливается на опору *5* и через открывающееся дно *6* шихта высыпается в вагранку.



Фиг. 66. Механическая загрузка шихты консольным краном.

В настоящее время разработано несколько типов наклонных подъемников для загрузки вагранок. Подъемники могут быть стационарными, для обслуживания каждой вагранки отдельно, или передвижными — для обслуживания блока вагранок.

Когда вагранка полностью загружена и шихта достаточно прогрета, пускают вентиляторы и подают дутье в вагранку.

Плавка начинается с момента подачи дутья. В хорошо подготовленной вагранке, при правильно выбранной высоте холостой колоши первые капли чугуна у фурм появляются через 5—6 мин. с момента пуска дутья.

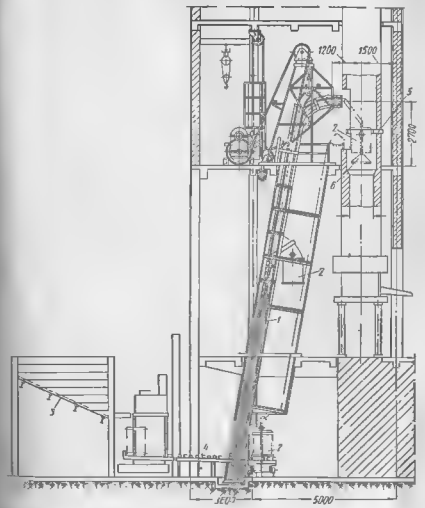
При заниженной холостой колоше первые капли чугуна могут появиться раньше. В этом случае нужно добавить топлива.

Завышенные холостые колоши затягивают время появления первых капель чугуна до тех пор, пока не выгорит лишнее топливо.

Фурмы в момент пуска дутья остаются открытыми: закрывают их после продувки воздухом.

Чугунная и шлаковая летки остаются открытыми для прогрева горячими газами до появления первого чугуна. Закрывают чугунную летку горелой формовочной землей для того, чтобы металл не застыл в ней при первом выпуске. Последующее закрывание производится

специальным составом, состоящим из 29% молотого кокса или угля, 29% огнеупорной глины, 29% графита и 13% отработанной формовочной земли.



Фиг. 67. Загрузка вагранки наклонным подъемником.

5. Подача воздуха в вагранку

При подаче воздуха в вагранку учитывается давление дутья и количество подаваемого воздуха на 1 $м^2$ поперечного сечения вагранки.

Необходимое давление дутья зависит от диаметра вагранки, количества подаваемого воздуха, высоты вагранки от нижнего ряда

фурм до загрузочного окна, плотности шихты. Необходимое давление дутья определяют по формуле

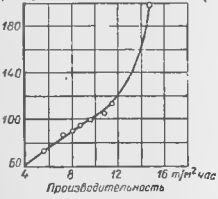
$$p = \frac{\zeta^2 (H + 0{,}25D)}{A} \text{ мм вод. ст.},$$

где Q — количество воздуха, подаваемого на 1 $м^2$ сечения вагранки при 0°С и нормальном давлении 760 мм в $м^3/мин$;

H — высота вагранки в $м$;

D — диаметр вагранки в $м$;

A — коэффициент. Для мелкого кокса, антрацита, а также для высоких вагранок $A = 80$; для менее плотных шихт, а также для средних вагранок $A = 100$; для низких вагранок, а также для неуплотняющихся шихт $A = 120$



Фиг. 68. Влияние количества подаваемого воздуха на удельную производительность вагранки.

Из приведенной формулы видно, что чем больше подается воздуха, тем выше должно быть давление. При увеличении давления и количества дутья плавильный пояс будет повышаться.

Если правильно рассчитан расход топлива, то лучше работать на повышенном давлении дутья, так как при этом можно получить большую производительность вагранки и более высокую температуру чугуна.

Производительность вагранки возрастает с увеличением расхода воздуха до установленного предела (фиг. 88). Таким пределом является расход воздуха, равный 180—200 $м^3/мин$, выше которого производительность вагранки изменяется мало. Кроме того, количество подаваемого воздуха, превышающее 180—200 $м^3/мин$, может привести к расстройству плавки, так как воздух в этом случае поступает с большой скоростью и ускоряет горение кокса непосредственно около фурм. Пополнять топливо в области фурм бывает трудно: образуются пустоты, которые постепенно заполняются охлаждаемым шлаком и металлом. Воздух также производит охлаждающее действие, что может привести к сильному зашлаковыванию вагранки.

При необходимости подачи большого количества воздуха в вагранку его надо равномерно распределять по сечению вагранки.

Кроме того, для подачи повышенного количества дутья в холостой колоше должен быть хороший, плотный литейный кокс в крупных кусках (75—150 мм). Крупные куски сильно раскаляются и не охлаждают металл и шлак.

На основе установившейся практики рекомендуются следующие количества воздуха: для вагранок диаметром до 1500 мм от 100 до 130 $м^3/мин$ на 1 $м^2$ сечения вагранки; для вагранок диаметром более 1500 мм 80—100 $м^3/мин$ на 1 $м^2$.

В больших вагранках при подаче большого количества воздуха происходит усиленное сгорание топлива у стенок вагранки, и последовательность опускания колош нарушается. Для равномерного схода колош и более равномерного сгорания топлива не рекомендуется подавать повышенное количество дутья в большие вагранки.

При получении малоуглеродистого чугуна рекомендуется подавать в вагранку до 160—180 $м^3/мин$ воздуха на 1 $м^2$ сечения вагранки.

Регулировать количество подаваемого воздуха по объему и весу трудно, так как качество воздуха меняется от атмосферных условий: изменения температуры и влажности. В последнее время стали применять установки для кондиционирования воздуха, в которых влажность доводится до строго установленных пределов, что способствует равномерному распределению и сохранению температурных зон в вагранке.

Вентиляторы, обслуживающие вагранку, должны иметь несколько большую производительность, чем требуется по расчету для данной вагранки, с тем чтобы можно было форсировать дутье и компенсировать потери в воздухопроводящей системе (около 20%).

6. Обслуживание вагранки во время плавки

Наблюдение за процессом плавки в вагранке осуществляется на колошниковой площадке, на площадке в области фурменной коробки и фурм и при выпуске чугуна и шлака.

На колошниковой площадке следят за тем, чтобы шихтовые материалы подавались в надлежащем количестве, соответствующего качества и своевременно загружались в вагранку. Нельзя допускать опускания шихтовых материалов ниже загрузочного окна более чем на две колоши. Наличие пламени у загрузочного окна показывает, что горение топлива идет ненормально: образуется много окиси углерода, которая поднимаясь из шахты, сгорает на уровне загрузочного окна за счет атмосферного воздуха. Это явление наблюдается в тех случаях, когда содержание углекислоты в отходящих газах снижается до 10—14%, а содержание окиси углерода увеличивается до 15—18%. При появлении пламени необходимо выяснить причины отклонения и устранить их: уменьшить количество топлива или увеличить подачу воздуха.

На загрузочной площадке следят также за тем, чтобы шихтовые материалы не зависали. Зависание шихтовых материалов в большинстве случаев наблюдается в вагранках с малым диаметром. В вагранках с большим диаметром зависание шихты — редкое явление.

В области фурм через глазки, которые устроены на каждой фурме, ведется наблюдение за раскаленностью кокса, за протеканием капель чугуна и шлака и за тем, чтобы фурмы не зашлаковывались.

Если при осмотре фурмы наблюдается потемнение кокса, эту фурму выключают или сокращают поступление в нее воздуха, пользуясь для этого индивидуальной задвижкой. В отдельных случаях фурму выключают полностью.

Наблюдая за каплями чугуна, можно иметь некоторое суждение о температуре чугуна. Капли горячего чугуна, быстро скатывающиеся с кусков кокса, имеют белый цвет; капли чугуна, имеющего невысокую температуру, катятся по кускам кокса медленнее, цвет капель красноватый. Появление таких капель чугуна указывает на отклонение от нормального процесса плавки.

Если капли проходят мимо фурм медленно, это свидетельствует о том, что количество топлива взято с избытком и его необходимо сократить.

Наблюдая за течением шлака, можно установить (примерно) его вязкость. Хорошие шлаки проходят мимо фурм относительно быстро. Капли вязкого шлака, отрываясь от кусков кокса, тянутся в нити или прилипают к кускам кокса и фурмам, зашлаковывая их. При крупных кусках флюса последний может опуститься до фурм, не расплавляясь. В этом случае, во избежание сильного зашлаковывания фурм, через них вводят соль.

При выпуске чугуна ведется наблюдение за его качеством, производят измерение температуры, берут технологические пробы для определения вида излома и химического экспресс-анализа.

Если снижается производительность вагранки, необходимо проверить размер рабочей топливной колоши. Как правило, производительность может понизиться за счет чрезмерного повышения высоты холостой колоши.

При непрерывном выпуске чугуна размер летки постепенно увеличивается, поэтому необходимо периодически ее восстанавливать до прежних размеров при помощи огнеупорной глины. Для этой цели летку закрывают глиняной пробкой и после спекания продельывают в ней новое отверстие надлежащего размера.

При непрерывном выпуске чугуна выпуск шлака из вагранки может производиться также непрерывно.

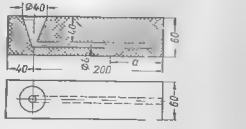
При этом в вагранке поддерживается определенный уровень чугуна. Чугунная летка открывается только после того как шлак начнет выходить из шлаковой летки.

Вязкость вагрaночного шлака проверяется по специальной пробе (фиг. 69). Отклонение от нормы корректируется изменением состава загружаемых флюсов.

В литейных цехах с серийным производством во время плавки приходится менять состав шихты до 3—4 раз в смену. При загрузке вагранки шихтой другого состава нужно точно знать количество

омещающихся в вагранке колош и время требующееся на прохождение металлической колоши от загрузочного окна до плавильного яса.

Когда заданная шихта подходит к плавильному поясу, дутье танавливают и обязательно открывают смотровые окна фурм, онзводят выпуск чугуна от предыдущих колош, снова пускают дуе и закрывают смотровые окна фурм. Эти операции повторяются и каждом переходе на новый со- ав шихты.



Фиг. 69. Труба для определения вязкости шлака.

Таким образом, ведение плавки вагранке сводится к поддержа- ию заданного режима завалки со рогим соблюдением заданного соот- шения составляющих шихты, их барита, количества топлива и юса.

Когда плавка закончена, остана- ивают вентиляторы, выпускают гун и шлак, открывают заправоч- ую дверцу и днище вагранки. татки холостой колоши провливаются вниз. Раскаленный кокс, высыпающийся из вагранки, тушат сильной струей воды.

Если вагранка имеет стационарный копильник, то после выпуска всего чугуна открывают верхнюю дверцу, а затем дверцу копильника, и выпускают шлак.

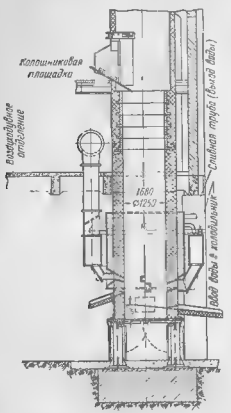
7. Продолжительность непрерывной работы вагранки

Продолжительность непрерывной работы вагранки ограничивается стойкостью огнеупорных материалов. В цехах массового производства вагранки обычно работают непрерывно 16 час.

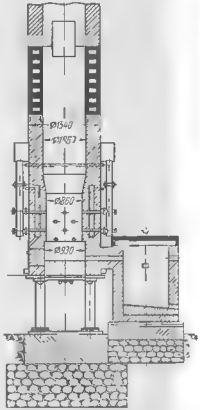
Длительная непрерывная работа вагранки сокращает затраты на ремонт и расход огнеупорных материалов. Увеличения продолжительности непрерывной работы вагранки можно достичь улучшением качества огнеупорных материалов, применением основных гнеупорных материалов и охлаждением кожуха вагранки водой. хлаждение кожуха может осуществляться различными способами: уями стекающей по поверхности кожуха воды; подачей ее в водяную рубашку вокруг кожуха (фиг. 70) или чугунными холодьниками, которые закладываются в огнеупорную кладку иг. 71).

Увеличение продолжительности непрерывной плавки в водоохлаждаемых вагранках достигается за счет того, что вагранка с охлаждаемым кожухом может работать совершенно без огнеупорной футеровки. нутренней стороны охлаждаемой части кожуха образуется корка шлака и металла, которая принимает на себя механическое трение ихты и воздействие горячих газов. Установлено, что вагранка

конструкции завода имени Войкова без огнеупорной футеровки в плавильном поясе может работать непрерывно более 5 суток без оста-



Фиг 70. Охлаждение плавильного пояса и фурм при помощи «водяной рубашки».



Фиг 71. Охлаждение футеровки при помощи чугунных холодильников.

8. Основные физико-металлургические процессы ваграночной плавки

Процессы, протекающие в вагранке во время плавки, целесообразно проследить по зонам (фиг. 72).

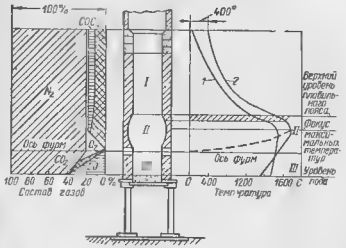
З о н а *I* охватывает область от завалочного окна до верхнего уровня холостой колоши.

Материалы в этой зоне, постепенно опускаясь вниз, нагреваются до температуры плавления, известняк нагревается и подвергается разложению:

$$CaCO_3 \rightarrow CaO + CO_2.$$

Другие составляющие флюсов — мартеновский шлак и плавиковый шпат — нагреваются до плавления без изменений. Металлическая шихта в этой зоне может окисляться за счет углекислоты по реакции

$$Fe + CO_2 \rightarrow FeO + CO.$$



Фиг. 72 Температура и состав ваграночных газов по зонам вагранки.
1 — температура металла; 2 — температура вагранки.

При чрезмерно большом количестве воздуха и недостаточном количестве топлива кислород может достигать зоны *I* и окислять металл:

$$Fe + {}^1/_2O_2 \rightarrow FeO,$$

но основное развитие эта реакция получает в зоне *II*.

Крупные шихтовые материалы окисляются меньше, чем тонкоцепный мелкий материал. Особенно сильно окисляется мелкий стальной лом и стружка. В зоне *I* топливо теряет влагу и летучие вещества. В этой зоне металл частично может насыщаться серой за счет сернистого газа, который образуется при сгорании топлива.

З о н а *II*. На границе зон *I* и *II* начинается плавление металла, которое происходит в результате нагревания его горячими газами. После расплавления металл перегревается главным образом вследствие непосредственного соприкосновения с раскаленными кусками кокса. Известь шлакует примеси песка, окислов и образует шлак. Расплавленный шлак стекает вниз и по пути растворяет золу сгоревшего кокса и частично размывает футеровку. Футеровка вагранки в этой зоне постепенно разрушается. Во второй зоне оканчивается сгорание топлива.

При избытке кислорода горение топлива может идти по следующим реакциям:

$$C + O_2 \rightarrow CO_2;$$
$$2C + O_2 \rightarrow 2CO;$$
$$2CO + O_2 \rightarrow 2CO_2.$$

Максимальная температура газов соответствует максимальному количеству углекислоты в газах. В зоне *II* в твердом виде должно находиться только раскаленное топливо. Попадание в эту зону других шихтовых материалов в твердом виде считается отклонением от нормальной плавки.

В зоне *II* протекают реакции окисления металла, особенно эти реакции развиты в непосредственной близости к фурмам.

Железо окисляется по реакции

$$Fe + {}^1/_2O_2 \rightarrow FeO.$$

Закись железа может растворяться в жидком шлаке и в каплях чугуна. Растворенная закись железа может восстанавливаться марганцем, кремнием и при высоких температурах углеродом по реакциям:

$$FeO + Mn \rightarrow Fe + MnO$$
$$2FeO + Si \rightarrow 2Fe + SiO_2$$
$$FeO + C \rightarrow Fe + CO.$$

Вследствие того, что упругость диссоциации окислов SiO_2 и MnO ниже упругости окиси углерода, окисление кремния и марганца будет идти энергичнее, чем углерода.

В зоне *II* сгорает часть серы, которая содержится в топливе и в виде сернистого газа удаляется с ваграночными газами. Зона *II* в вагранке имеет максимальную температуру. В этой зоне происходит нагревание чугуна до высоких температур.

По вопросу перегрева чугуна в вагранке имеются две точки зрения:

1. Перегрев чугуна происходнт в тот момент, когда капли металла проходят верхнюю половину холостой колоши. Количество тепла, переданного каплям, зависит от лучеиспускательной способности, температуры, скорости движения газов и от времени пребывания капель чугуна в зоне высоких температур. Чем больше подано воздуха в вагранку, тем больше полнота горения, тем выше лучеиспускательная способность газов, выше их температура и скорость движения, тем горячее будет металл. Концентрация кислорода в дутье, нагрев дутья, равномерное распределение дутья, хорошая разделка шихты — все это способствует перегреву чугуна.

2. Перегрев чугуна в вагранке осуществляется в жидком состоянии и определяется температурным полем: чем выше температура

в вагранке и больше область распространения высоких температур, тем выше перегрев чугуна. Условия, которые способствуют созданию большего температурного поля, следующие: укрупнение кусков кокса холостой колоши; увеличение расхода топлива, уменьшение его реакционной способности, подогрев воздуха, увеличение кислорода в дутье и др.

Влияние различных факторов на изменение температуры газов и на положение плавильной зоны в вагранке показано на фиг. 73. Изменение количества топлива мало влияет на температуру газов и положение плавильного пояса (фиг. 73, *а*). Более сильным средством расширения зоны высоких температур является повышенное количество дутья (фиг. 73, *б*). Поэтому увеличение расхода топлива должно сопровождаться увеличением количества дутья, в противном случае увеличенный расход топлива будет бесполезным. Но для того чтобы легко можно было регулировать количество подаваемого воздуха в значительных пределах, надо иметь мощные воздуходувные устройства. Так, например, для вагранки диаметром 800—900 *мм* при упругости дутья 500 *мм* вод. ст. подается 93 $м^3$ воздуха на 1 $м^2$ сечения вагранки. Чтобы довести количество воздуха до 150 $м^3$, нужно повысить упругость дутья до 1270 *мм* вод. ст.

Горячее дутье при неизменном расходе кокса повышает уровень плавильного пояса (фиг. 73, *в*). Снижение расхода топлива за счет нагретого воздуха понижает уровень плавильного пояса, приближая его к оси фурм.

Обогащенное кислородное дутье снижает уровень плавильного пояса.

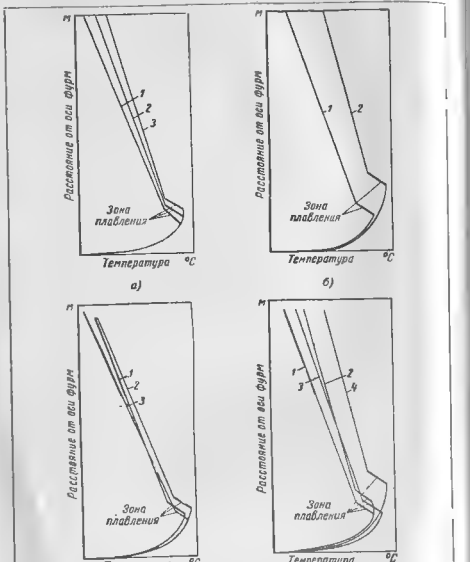
Работать в вагранках с низким уровнем плавильного пояса трудно, так как возникает опасность опускания плавильных материалов непосредственно к фурмам.

При сравнении разных режимов работы вагранки (фиг. 73, *г*) видно, что более устойчивым будет режим работы при высоком расходе дутья (кривая *4*), так как зона высоких температур расширяется и плавильный пояс повышается над уровнем фурм.

Этим объясняется тот факт, что большинство заводов работает на вагранках с высоким расходом дутья и увеличенным расходом топлива.

Зона *III*. К этой зоне относится область горна ниже оси фурм. В этой зоне горение может быть только в том случае, когда открыты лещадочная и чугунная летки и соединительный канал к копильнику. В этой зоне почти нет свободного кислорода и очень мало углекислоты. Основной газ в этой зоне — окись углерода.

В зоне *III* металл не нагревается, а наоборот, несколько охлаждается. В этой зоне продолжаются реакции окисления примесей за счет растворенной в металле закиси железа. Самой главной реакцией в зоне *III* является реакция науглероживания чугуна и сосредоточена с малым содержанием углерода (3,0—3,2%). Чем меньше высота этой зоны, тем меньше будет науглероживание чугуна. По-



Фиг. 73. Влияние изменения режима плавки на температуру газов и высоту плавильного пояса в вагранке:

а — расход кокса: *1* — малый расход; *2* — средний; *3* — большой; *б* — удельный расход воздуха: *1* — низкий; *2* — высокий, *в* — подогрев дутья и расход кокса: *1* — холодное дутье, *2* — горячее дутье при неизменном расходе кокса; *3* — горячее дутье при сокращенном расходе кокса; *г* — режимы: *1* — исходный; *2* — при повышенном расходе кокса; *3* — на горячем дутье; *4* — при высоком расходе дутья.

тому процесс науглероживания будет различным для вагранок без копильника и с копильником. В вагранках без копильника труднее получать чугун с низким содержанием углерода, чем в вагранках с копильником.

В зоне *III* сернистое железо из шлака при длительном соприкосновении может переходить в чугун.

Наблюдение за процессами, происходящими в отдельных зонах вагранки, дают возможность своевременно исправлять все отклонения, которые могут возникать в процессе плавки.

9. Способы получения малоуглеродистого чугуна из вагранки

Насыщение металла углеродом в вагранке происходит в основном в двух зонах — *II* и *III*.

В зоне *II* насыщение чугуна углеродом зависит от количества кислорода. Если в зоне *II* будет избыток кислорода, то это приведет к понижению содержания углерода в чугуне. И, наоборот, при недостатке кислорода количество углерода в чугуне будет увеличиваться. Отсюда для получения чугуна с пониженным содержанием углерода необходимо подавать в вагранку повышенное количество дутья.

В зоне *III* чугун насыщается за счет раскаленного кокса холостой колоши. Поэтому удаление топлива из зоны *III* дает возможность получить чугун с низким содержанием углерода. Удаление топлива из зоны *III* для получения низкоуглеродистого чугуна осуществляется путем замены части топлива холостой колоши силикатами и другими огнеупорными материалами или путем набивки высокого пода.

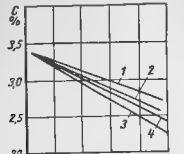
Чем меньше углерода в шихте, тем более целесообразно применять вагранки с силикатной холостой колошей и с поднятым подом.

В промышленности наиболее распространенным способом регулирования содержания углерода в чугуне является добавка в шихту стального лома. Стальной лом, расплавляясь и проходя зону *III*, не успевает полностью науглероднться до состава чугунной шихты, и поэтому общее содержание углерода в чугуне снижается.

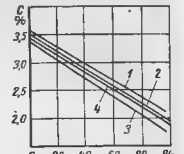
Количество и качество кокса в шихте влияет на содержание углерода в чугуне при добавке стального лома. Эта зависимость (для вагранки без копильника) показана на фиг. 74. График построен для чугуна, содержащего 1,8% Si и 0,2% P, при дутье 110 $м^3/мин$ воздуха на 1 $м^2$ сечения вагранки и высоте от лещади до фурм, равной 400 *мм*.

Для вагранки с копильником эта зависимость показана на фиг. 75. График построен для тех же условий, но при высоте от лещади до фурм, равной 200 *мм*. Из приведенных графиков видно, что количество топлива более сильно влияет на содержание углерода в вагранках без копильника и особенно при значительном количестве стали в шихте.

Качество топлива также оказывает влияние на содержание углерода в чугуне; так, например, при одинаковых условиях плавки

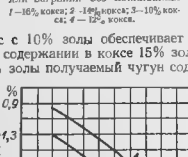


Фиг. 74. Содержание углерода в чугуне в зависимости от количества стального лома в шихте для вагранки без копильника: *1* —16% кокса; *2* -14% кокса; *3*—10% кокса; *4* — 12% кокса.



Фиг. 75. Содержание углерода в чугуне в зависимости от количества стального лома в шихте для вагранки с копильником: *1*—16% кокса; *2*—14% кокса; *3*—10% кокса; *4* 12% кокса.

кокс с 10% золы обеспечивает получение чугуна с 3,2—3,3% С, при содержании в коксе 15% золы получается чугун с 3% С и при 20% золы получаемый чугун содержит 2,8% С. Поэтому кокс, смоченный раствором извести, уменьшает содержание углерода в чугуне. Для науглероживания чугуна, наоборот, надо применять кокс малозольный, например нефтяной или пековый, который дает возможность получить углерода в чугуне до 4%.



Фиг. 76. Зависимость между содержанием углерода в шихте и в выплавленном чугуне:

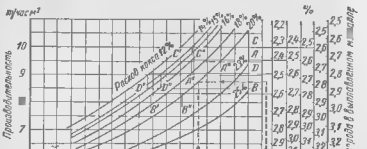
1 — для плавки с перегревом чугуна в вагранке; *2* — для плавки с перегревом чугуна вне вагранки, в электропечах или мартеновских печах.

Между содержанием углерода в шихте и в выплавленном чугуне устанавливается зависимость, показанная на фиг. 76. При плавке низкоуглеродистого чугуна с перегревом в вагранке чугун науглероживается больше (кривая *1*), так как дается избыток топлива. В тех случаях, когда выплавленный чугун перегревается вне вагранки, расход топлива уменьшается и соответственно уменьшается науглероживание (кривая *2*).

Шихтовые материалы для получения низкоуглеродистого чугуна должны подготовляться с бо́льшей тщательностью, чем для обычной плавки.

Форсирование плавки способствует получению низкоуглеродистого чугуна, так как чем быстрее капли металла проходят зону раскаленного кокса, тем меньше происходит науглероживание.

На основе проведенных работ для получения более устойчивого режима плавки рекомендуется подвать в вагранку для получения низкоуглеродистого чугуна 120—160 $м^3$ воздуха на 1 $м^2$ поперечного сечения. Отдельные авторы для получения малоуглеродистого



Фиг. 77. График определения основных параметров режима плавки низкоуглеродистого чугуна в вагранке:

I – содержание углерода в шихте 1,1%; *II* — то же 1,3%; *III* 1,8%, *IV* — 1,8%; *V* — 2,1%.

чугуна рекомендуют подвать в вагранку 140 –150 $м^3$ воздуха на 1 $м^2$; при этом количестве воздуха следует сжигать 15 –16% кокса и вводить в шихту 50% стального лома. Указанный режим дает возможность получить температуру чугуна в копильнике свыше 1400° при содержании углерода в чугуне, равном 2,5 -2,7%.

Для определения режима плавки малоуглеродистого чугуна в вагранке разработан график (фиг. 77). По этому графику определяются основные параметры режима плавки малоуглеродистого чугуна.

По графику фиг. 76 определяют содержание углерода в шихте в зависимости от содержания его в чугуне и находят соответствующую шкалу на графике фиг. 77. По ординате этой шкалы поднимаются вверх до той точки, которая соответствует содержанию углерода в выплавленном чугуне, далее от этой точки направляются влево, до пересечения с кривыми линиями графика. Каждая кривая соответствует определенному расходу топлива в процентах. Для определения количества дутья нужно от найденной точки на соответствующей кривой провести линию вниз (пунктирная линия на фиг. 77).

Установлено, что единовременные пересыпки кокса дают резкое повышение содержания углерода в чугуне. Поэтому лучше попол-

нять холостую колошу несколькими увеличенными рабочими колошами. Кроме того, кокс должен быть крупным не только в холостой, но и в рабочих колошах.

Из приведенного графика (фиг. 77) следует, что условия получения низкоуглеродистого чугуна из вагранки связаны с удельной производительностью вагранки. Чем больше удельная производительность вагранки, тем меньше углерода в чугуне. Отсюда можно сделать вывод, что все современные способы форсирования вагранночной плавки будут способствовать получению низкоуглеродистого чугуна. Подогрев воздуха, подаваемого в вагранку, повышает температуру газов и ускоряет нагрев и плавление металла; кислородное дутье увеличивает скорость горения кокса холостой колоши и повышает удельную производительность вагранки.

10. Вагранночный шлак

Плавление чугуна в вагранке сопровождается образованием шлака. Причиной образования шлака являются посторонние примеси, которые вносятся шихтовыми материалами, металлом, топливом, флюсами, футеровкой; кроме того, шлак образуется в результате физико-химических процессов, происходящих в вагранке.

Общее количество шлаков в вагранночной плавке зависит от многих факторов и колеблется в пределах от 5 до 10% веса чугуна. В составе вагранночных шлаков могут содержаться как кислотные, так и основные окислы. При этом необходимо отметить, что в отдельности эти окислы в большинстве случаев очень тугоплавки. Так, например, температура плавления CaO 2570°; MgO 2800°; Al_2O_3 2050°; SiO_2 1710°; MnO 1585°; FeO 1380°.

В современной практике, кроме указанных окислов, в вагранночном шлаке могут находиться окисли и ряда легирующих элементов, которые попадают в плавку при введении в шихту стального лома или природного легированного чугуна: Cr_2O_3, TiO_2, V_2O_5 и др.

Низкая вязкость шлаков обеспечивает лучшее удаление серы, предохраняет металл от окисления, уменьшает угар, уменьшает оплакование фурм, улучшает отделение шлака от чугуна. Но шлаки с большой жидкоподвижностью быстро проходят зону высоких температур и не успевают достаточно нагреться. Кроме того, жидкоподвижные шлаки могут попадать в литейную форму, образуя шлаковые раковины в отливках.

Поэтому вагранночные шлаки должны быть определенной вязкости, измеряемой в пуазах. Измерение вязкости вагранночных шлаков на ряде заводов показало, что она находится в пределах 8—30 пуаз. Рекомендуемая вязкость для вагранночных шлаков 10—20 пуаз при 1400° и 5—10 пуаз при 1500°.

Для определения вязкости и температуры вагранночных шлаков пользуются тройными диаграммами плавкости для SiO_2, CaO и Al_2O_3. Сумма трех окислов $SiO_2 + CaO + Al_2O_3$ составляет в шлаке

до 90%. Кислотность шлака определяется отношением кислотных окислов к основным.

$$\text{Кислотность} = \frac{SiO_2 + Al_2O_3 + TiO_2 + P_2O_5}{CaO + MgO + MnO + FeO}.$$

В большинстве случаев кислотность вагранночных шлаков для вагранок с шамотной футеровкой колеблется в пределах от 1,2 до 1,9.

Состав шлаков по содержанию компонентов для плавки в вагранке колеблется в следующих пределах: 40—55% SiO_2; 15—30% CaO; 7—20% Al_2O_3; 5—15% FeO; 2—10% MnO; 1—8% MgO; 0,1—0,5% P_2O_5; 0,05—0,3% S.

Шлак образуется (считая от веса металла): из флюсов в количестве 2—3%; оплавленной футеровки 1,5 -2%; золы топлива 1—1,2%; окисленных примесей и окисленной поверхности шихты 1,0—1,3% и пригара песка до 2%.

Большое влияние на качество чугуна оказывают те составляющие шлака, которые могут растворяться в жидком металле, — FeO и FeS. Чем больше этих компонентов в шлаке, тем больше их будет переходить в металл.

В вагранночном шлаке количество закиси железа может колебаться от 1 до 25%; в большинстве случаев оно равно 1—15%.

Качество вагранночных шлаков определяет собой течение многих физико-химических процессов: степень науглероживания, угар железа, кремния и марганца, переход серы в шлак, температуру чугуна, качество выплавленного чугуна.

Основные методы понижения вязкости вагранночных шлаков сводятся к следующему: повышение содержания CaO, добавка мартеновского шлака, содержащего большое количество CaO и минимальное количество SiO_2, добавка плавикового шпата CaF_2.

Быстрого понижения вязкости шлаков можно достигнуть введением в вагранку поваренной соли (NaCl).

11. Методы удаления серы при плавке в вагранке

Содержание серы в чугуне при плавке в вагранке увеличивается примерно на 50—100%. Если не принять соответствующих мер, то насыщение чугуна серой может достичь значительной величины.

В настоящее время удаление серы ведут двумя способами: непосредственно при плавке в вагранке или в ковше.

Сера в вагранночную плавку попадает с металлической шихтой и топливом. Главным источником серы является топливо — антрацит и кокс, в которых содержится от 0,5 до 2% серы. Поэтому одним из средств уменьшения серы при плавке в вагранке является применение топлива с малым содержанием серы.

Сера в топливе может находиться в виде сернистого железа (FeS), сернокислого кальция ($CaSO_4$) и в виде органических соединений хлорода с серой.

Процесс насыщения металла серой в вагранке продолжается в течение всей плавки; по мере сгорания топлива переход серы в металл совершается в результате соприкосновения жидкого металла с твердым топливом, шлаком и газами, содержащими серу.

Размеры кусков кокса также влияют на количество переходящей в металл серы. Чем крупнее куски кокса, тем меньше переходит серы в чугун, и чем мельче кокс, тем поверхность соприкосновения металла с топливом увеличивается, вместе с этим увеличивается и содержание серы в чугуне.

Насыщение металла серой из ваграночных газов происходит вследствие того, что 1 $м^3$ ваграночного газа содержит до 1 $г$ серы. Поэтому при содержании в коксе 1,5% серы каждый килограмм сгоревшего топлива дает до 8 $г$ серы. Примерно половина всей серы, находящейся в топливе, удаляется с ваграночными газами, а половина распределяется между шлаком и металлом.

Часть серы, находящейся в ваграночных газах, поднимается вверх и может насыщать поверхность металла с образованием химических соединений. Содержание серы на поверхности металла может достигать 1%. Стальной лом окисляется сильнее, чем чугун, поэтому сера им поглощается в большем количестве.

Для получения меньшего количества серы в чугуне стальной лом надо брать более крупный.

Содержание серы в ваграночных шлаках колеблется в пределах 0,05—0,3% при содержании ее в чугуне около 0,1%.

Отсюда коэффициент распределения серы между чугуном и шлаком обычного состава определяется из отношения серы, содержащейся в шлаке ($S_{шл}$), к сере, содержащейся в чугуне ($S_{чуг}$):

$$\eta_s = \frac{S_{шл}}{S_{чуг}} = 0{,}5 \div 3{,}0.$$

При коэффициенте 0,5—3,0 влияние ваграночного шлака на понижение количества серы в чугуне незначительно. Исследования показывают, что шлаки активно связывают серу только при коэффициенте η_s, равном 10—20. Для получения столь активного ваграночного шлака нужно, чтобы отношение CaO : SiO_2 было равно 0,9—1,2. В обычном ваграночном шлаке это отношение равно 0,3—0,6.

Поэтому концентрация серы в шлаке будет зависеть от количества ваграночного шлака. Концентрация серы в выплавленном чугуне ($S_{чуг}$) будет тем меньше, чем меньше серы вносится металлической шихтой ($S_{м.ш}$) и коксом ($S_к$), чем больше серы удаляется с газами $S_{газ}$, чем больше коэффициент распределения серы (η_s) и чем больше количество шлака ($q_{шл}$):

$$S_{чуг} = \frac{S_к - (S_{газ} + S_{м.ш})}{1 + \eta_s q_{шл}}.$$

Содержащаяся в шлаке окись магния улучшает условия удаления серы. Особое внимание уделяется содержанию в шлаке MnO.

поэтому в качестве флюса при плавке в вагранке применяют пиролюзит (MnO_2) или основной мартеновский шлак с большим количеством закиси марганца.

При добавке марганцевой руды в качестве флюса необходимо учитывать, что при этом содержание марганца в чугуне повышается.

Состав чугуна также оказывает влияние на насыщение его серой: при повышении содержания кремния и марганца уменьшается содержание серы в чугуне.

Повышенное количество дутья, подогрев воздуха, кислородное дутье понижают содержание серы в чугуне.

Особое значение для снижения содержания серы в чугуне имеют режимы плавки чугуна в вагранках с основной футеровкой и в газовых ватранках.

В связи с большими трудностями, связанными с уменьшением серы в чугуне при плавке в обычных вагранках, часто прибегают к удалению серы из жидкого чугуна в копильниках или ковшах. Этот метод основан на добавке в ковш или копильник солей или металлов, которые дают прочные соединения с серой, не растворяющиеся в чугуне. К таким соединениям относятся Na_2S, MgS и др.

Наибольшее применение для удаления серы в ковше находит сода (Na_2CO_3). Она может добавляться в ковш, на желоб или в специальную смешивающую воронку при наполнении ковша.

Сода при нагревании диссоциирует:

$$Na_2CO_3 \rightarrow Na_2O + CO_2.$$

Окись натрия взаимодействует с сернистым железом и марганцем:

$$FeS + Na_2O \rightarrow Na_2S + FeO$$
$$MnS + Na_2O \rightarrow Na_2S + MnO.$$

Закись железа (FeO) и закись марганца (MnO) восстанавливаются кремнием или углеродом:

$$2FeO + Si \rightarrow 2Fe + SiO_2$$
$$2MnO + Si \rightarrow 2Mn + SiO_2.$$

Для нейтрализации кислого шлака $FeOSiO_2$ уходит часть соды:

$$FeOSiO_2 + Na_2O \rightarrow Na_2SiO_3 + FeO.$$

Поэтому кислые ваграночные шлаки не должны попадать в ковш или копильник, в котором ведется удаление серы.

Для уменьшения расхода соды в практике применяют смеси соды с известью. Известь в смесях используется для нейтрализации кремнезема:

$$FeOSiO_2 + CaO \rightarrow CaOSiO_2 + FeO.$$

Содержание серы при обработке чугуна содой или смесью соды и извести уменьшается в чугуне на 40—60%.

В последнее время при производстве чугуна с шаровидным графитом удаление серы производится за счет магния. Добавка магния в количестве 0,7% к весу чугуна снижает содержание серы на 50—80%.

После обработки чугуна с целью удаления серы необходимо чугун выдержать в ковше, во избежание образования газовых раковин и неметаллических включений в отливках.

Во время обработки чугуна в ковше содой температура чугуна снижается до 100°. Поэтому ковши должны быть нагреты до 800—900°, а выпускаемый в ковш чугун должен иметь температуру не ниже 1400°.

12. Плавка в вагранке с основной футеровкой

Плавка чугуна в вагранке с основной футеровкой впервые была применена на Путиловском заводе в 1891 г. Значительного развития основная футеровка не получила вследствие малой термической стойкости основных огнеупорных материалов — магнезита и доломита.

В последние годы качество основных огнеупорных материалов значительно повысилось; появился новый огнеупорный материал для футеровки основных вагранок — стабилизированный доломит в порошке или в виде кирпичей. В связи с этим вновь начали применять вагранки с основной футеровкой.

Стенки основных вагранок выкладывают магнезитовым или хромомагнезитовым кирпичом.

Стенки вагранки в области высоких температур можно набивать стабилизированным доломитом.

Порошок стабилизированного доломита размалывают, смачивают водой до достижения влажности 6%, добавляют 1% жидкого стекла и смешивают. Стабилизированный доломит обладает большой термической стойкостью и мало поглощает влаги. За последнее время многочисленными исследованиями и производственными наблюдениями установлено, что при плавке в вагранке с основной футеровкой можно снизить содержание серы на 40—50% и фосфора на 30—40% по сравнению с их содержанием в шихте.

При этом необходимо иметь в виду, что условия удаления серы и фосфора в основной вагранке различны. Так, для удаления серы необходимо иметь шлак повышенной основности с минимальным количеством закиси железа и высокую температуру чугуна и шлака. Для удаления фосфора необходима более низкая температура чугуна, шлак повышенной основности с повышенным содержанием закиси железа. В практике совместное удаление серы и фосфора осуществимо только для низкокремнистых чугунов.

Для удаления серы при плавке в вагранке с основной футеровкой необходимо иметь шлак следующего примерного состава (в %):

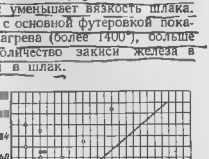
29—30 SiO_2; 44—45 CaO; 13—14 MgO; 6—9 Al_2O_3; 0,5—2 FeO; 1—1,5 MnO.

При выборе состава шлака необходимо иметь в нем повышенное количество MgO и пониженное количество Al_2O_3 и FeO. Окись м[illegible] (MgO) повышает основность и уменьшает вязкость шлака. При этом удаления серы в вагранке с основной футеровкой показывает, что чем выше температура нагрева (более 1400°), больше отношение CaO : Si[illegible] и меньше количество закиси железа в шлаке, тем больше серы удаляется в шлак.

В качестве примера ниже приведены результаты плавки в вагранке с основной футеровкой на коксе с содержанием 2,5% S.

При добавке в шлак 10—14 CaO серы в металле содержалось 0,2% и в шлаке 0,4%. При добавке в шлак 40% CaO серы в металле содержалось 0,07—0,09%, а в шлаке 1,15%.

Удаление фосфора успешно проходит при температуре чугуна 1280—1300° и зависит от количества и состава применяемых флюсов.



Фиг. 78. Зависимость отношения P_2O_5 : P от содержания в шлаке CaO при температуре 1280—1290° С

Использование для этой цели доломита дает небольшое снижение содержания фосфора—всего на 12%.

Известь в количестве 3—10% к весу металла дает возможность снизить содержание фосфора на 20—24%.

Известняк в количестве 5—10% + 1% окалины дает возможность снизить содержание фосфора на 28—32%.

Добавка в шлаки до 10% руды снижает содержание фосфора на 45%.

Удаление фосфора из чугуна проходит в два этапа.

Первый этап — окисление фосфора, который в металле может находиться в виде Fe_3P:

$$2\,[Fe_3P] + S\,(FeO)_x \rightarrow P_2O_5 + 11Fe.$$

Второй этап — соединение образовавшегося P_2O_5 с известью, находящейся в шлаке по реакции

$$P_2O_5 + 4CaO \rightarrow (CaO)_4\,P_2O_5.$$

Исследования, проведенные советскими учеными, показывают, что отношение P_2O_5 : P растет с увеличением в шлаке закиси железа и окиси кальция.

С увеличением количества марганца в чугуне содержание закиси железа в шлаке снижается; это приводит к тому, что содержание фосфора в металле может повыситься.

Зависимость отношения P_2O_5 : P от содержания в шлаке CaO показана на фиг. 78. Из приведенного графика видно, что чем больше содержится в шлаке CaO, тем успешнее будет проходить удаление фосфора.

13. Плавка чугуна в газовой вагранке

Замена твердого топлива газообразным при плавке в вагранке дает возможность повысить температуру чугуна. Так, например, при работе на коксе максимальная температура чугуна в фокусе горения достигает 1700—1800°, а средняя температура газов в зоне горения вследствие реакции $CO_2 + C \rightarrow 2CO$ равна примерно 1600—1650°.

Сжигание же газа в газовой вагранке при полном его сгорании дает возможность получить температуру до 1900—1950°. Достижение такой температуры ограничивается только стойкостью огнеупорных материалов.

Отсутствие твердого топлива при плавке чугуна в газовой вагранке дает возможность получить чугун с меньшим содержанием серы и углерода.

Уже в 80-х годах прошлого столетия были предложены конструкции газовых вагранок, однако широкого применения в промышленности они до сих пор не получили.

За последние годы разработано несколько типов газовых вагранок как с частичной, так и с полной заменой всего твердого топлива.

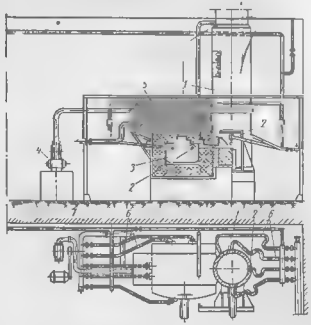
В современной практике построен ряд газовых вагранок с боковыми форкамерами для сгорания газа.

Во многих случаях в качестве форкамеры для сгорания газа используются копильники, в которых устанавливаются газовые горелки. Горячие газы из копильника направляются в шахту вагранки, при этом плавка металла может производиться как непосредственно на поду вагранки, так и на специальной холостой колоше из огнеупорных материалов.

Оргавтопромом разработана газовая вагранка (фиг. 79), у которой газовые горелки 2 установлены в копильнике и в самой вагранке. В копильнике 3 установлено пять беспламенных газовых горелок, которые работают с подогретым воздухом. Воздух нагревается в трубчатом двухсекционном рекуператоре 5. Нагрев воздуха производится отходящими газами из копильника, температура которых до поступления в рекуператор понижается путем добавления холодного воздуха с 1500 до 1000—1100°. Горелки, установленные в вагранке, работают на холодном воздухе, который подается от отдельного вентилятора 4 под давлением 780 *мм*. Газ калорийностью 5000—6500 *ккал/м*³ подается к горелкам под повышенным давлением до 120—130 *мм* вод. ст. ротационной машиной.

Газ и воздух смешиваются в горелочных смесителях 6 и поступают для сгорания в горелки.

Холостая колоша состоит из огнеупорных материалов в виде агнезита или шлаков алюмотермического производства следующего



Фиг. 79. Газовая вагранка Оргавтопрома:

1 — вагранка; *2* — беспламенная горелка; *3* — копильник; *4* — вентилятор; *5* — двухсторонний рекуператор; *6* — горелочный смеситель, *7* — газопровод.

состава: корундовый шлак 93,72% Al_2O_3; 5,4% CaO и 0,88% MgO; вольфрамистый шлак 2% SiO_2; 63% Al_2O_3; 25% CaO и 10% W_2O_3.

Применяется также титанистый шлак, в котором TiO_2 составляет 10—25% ,а Al_2O_3 65—60%.

Высота силикатной колоши над верхним краем горелки равна 300 *мм*. Разогрев вагранки и копильника продолжается 1,5 часа. Расход газа на 1 *т* чугуна при нагреве до 1500—1520° составляет 130—150 *м*³. Столь высокий нагрев металла можно получить только при подогреве воздуха и образовании газо-воздушной смеси с температурой не ниже 400°.

Результаты плавки в такой вагранке зависят от состава огнеупорной футеровки. В вагранке с основной футеровкой угар кремния составляет в среднем 45—50%, марганца 35—40%, серы 30—35%, фосфора 30—40% и углерода 10—15%.

В вагранке с кислой футеровкой угар кремния составляет 12—18%, марганца 40—5о%. Содержание серы и фосфора не изменяется; углерод угорает на 10—15%.

В газовой вагранке проводилась плавка графитизированной стали с применением корундовой холостой колоши. Исходные шихтовые материалы были следующие (в%):

Чушковый чугун	45
Стальная высечка	51,7
Ферросилиций (45%-ный)	2,2
Ферромарганец (70%-ный)	1,1

Состав графитизированной стали (в %): 1,75 C; 0,9 Si; 0,35 Mn, 0,014 S; 0,03 P; до 0,03 Cr.

Во всех случаях плавка чугуна в газовых вагранках обеспечивает получение чугуна с более высокими механическими свойствами по сравнению с чугуном, полученным из вагранки, работающей на коксе.

14. Плавка чугуна в вагранке с подогревом воздуха

Подогрев воздуха при плавке чугуна в вагранке был применен в России в 1835 г., но широкого распространения этот способ плавки не получил. Причиной малого распространения подогретого дутья в вагранках являлись невысокие требования к чугунному фасонному литью, которые удовлетворялись плавкой на холодном дутье, а также отсутствие исследований влияния горячего дутья на процессы, происходящие в вагранке.

В настоящее время существует много устройств для подогрева дутья. По принципу действия воздухонагреватели можно разделить на три группы:

1) с использованием физического тепла ваграночных газов,

2) с использованием физического и химического тепла ваграночных газов;

3) с использованием физического тепла газов от сгорания топлива в отдельной топке.

Воздухонагреватели первого типа устраивались в стенках вагранки, ближе к загрузочному окну.

Эффективность нагревателей воздуха, использующих физическое тепло отходящих ваграночных газов, небольшая: нагрев воздуха до 100—150°, повышение производительности вагранки на 13%, снижение расхода топлива незначительное, перегрев чугуна на 10—15°. Более высокие показатели работы вагранки получают с воздухонагревателями, в которых используется физическое и химическое тепло отходящих ваграночных газов. При дожигании отходящих ваграночных газов химическое тепло превышает физическое примерно вдвое. Простое устройство воздухонагревателя с использованием химического и физического тепла осуществлено на московском заводе «Станколит», где воздухонагреватель расположен в трубе

вагранки, выше загрузочного окна. Воздухонагреватель составлен из труб, соединенных общими коллекторами.

Для регулирования подачи воздуха и дожигания газов имеется небольшая печь, горячие газы из которой засасываются в трубу вагранки и дожигают в отходящих газах окись углерода по реакции:

$$2CO + O_2 \rightarrow 2CO_2.$$

Нагрев воздуха в этом нагревателе составляет 250—300°; производительность вагранки повышается на 20%; температура чугуна повышается на 40°.

При подаче в вагранку подогретого дутья уменьшается пригар углерода и серы и угар кремния и марганца по сравнению с холодным дутьем.

Работа воздухонагревателей с использованием физического или химического и физического тепла зависит от работы вагранки. В те периоды, когда вагранка нуждается в дополнительном тепле (пуск вагранки, остановка во время работы), воздухонагреватели работают плохо.

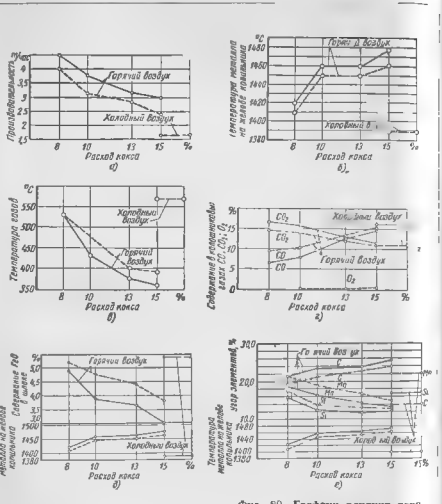
Недостатки нагревателей с использованием физического и химического тепла отходящих ваграночных газов полностью устраняются в нагревателях с отдельными топками. Такой нагреватель находится всегда в рабочем состоянии и в любой момент в вагранку можно подавать горячий воздух.

ВИСХОМ разработана конструкция воздухонагревателя с отдельной топкой. Практически воздух нагревают в ней до 400—500°. Для такого высокого нагрева воздуха в отдельной топке сжигают 4—5% от веса переплавленного металла дешевого топлива, при этом расход топлива в самой вагранке сокращается на 45—50%, температура чугуна повышается до 1480°, производительность вагранки увеличивается на 80—100%, коэффициент полезного действия вагранки достигает 50—60%.

Особенностью плавки чугуна в вагранке на горячем дутье является обстоятельство, что зона максимальных температур приближается к оси фурм. Чем выше температура нагрева воздуха, тем ближе к оси фурм находится фокус горения.

Характеристика работы вагранок на горячем и холодном дутье и подаче воздуха через один и три ряда фурм показана на графиках (фиг. 80). На всех этих графиках сплошной линией обозначены данные, относящиеся к вагранке с тремя рядами фурм, пунктирной линией показаны зависимости для вагранки с одним рядом фурм и штрихпунктиром — зависимости для вагранки с тремя рядами фурм при работе на холодном дутье.

С увеличением расхода топлива изменяется состав ваграночных газов (фиг. 80, *г*). Максимальное количество углекислого газа достигается при расходе кокса, равном 8%. Но при этом расходе понижается температура чугуна (фиг. 80, *б*) и повышается температура уходящих газов (фиг. 80, *в*).



Фиг. 80. Графики влияния горячего дутья на параметры ваграночной плавки:

а — влияние расхода кокса на производительность; *б* — влияние расхода кокса на температуру перегрева чугуна; *в* — влияние расхода кокса на температуру отходящих ваграночных газов; *г* — изменение состава ваграночных газов в зависимости от расхода кокса; *д* — изменение зависи железа в плавке в зависимости от расхода кокса; *е* — сравнительная величина угара элементов при плавке на горячем дутье и на холодном дутье; *ж* — зависимость к. п. д. от расхода кокса.

Количество закиси железа в шлаке уменьшается при повышении расхода кокса (фиг. 80, *д*); при расходе кокса, равном 10%, содержание закиси железа в шлаке по сравнению с холодным дутьем снижается на 25—30%.

Величина угара элементов при плавке на горячем дутье при различном расходе кокса показана на фиг. 80, *е*. При большом расходе кокса величина угара кремния и марганца уменьшается, пригар глерода увеличивается, а низкий расход кокса (8%) дает такой же гар и пригар элементов, как и на холодном дутье.

Изменение к. п. д. вагранки показано на фиг. 80, *ж*. При расходе окса, равном 8%, к. п. д. повышается до 54—59% против 32—33% ри плавке на холодном дутье.

При плавке на горячем дутье стойкость огнеупорной футеровки нижается как при низком (до 200—250°), так и при высоком о 500°) нагреве воздуха. Расход футеровки на 1 *т* выплавляемого угуна зависит от расхода топлива. Так, например, при расходе к , равном 10%, расход футеровки составляет 58 *кг* на 1 *т* вместо ,7 *кг* при холодном дутье.

15. Плавка чугуна в вагранке с применением кислородного дутья

Реакция горения топлива в ваграночной плавке зависит от ско- диффузии кислорода к поверхности кусков топлива. Количество поступающего кислорода будет зависеть от концентрации слорода в дутье и от скорости газового потока. Попытки приметь кислород для форсирования ваграночного процесса делались дкократно, но промышленное применение в литейном производе кислородное дутье получило только в последние годы. Особенно ьшое развитие кислородное дутье получит в шестой пятилетке.

Вводимый обогащенный кислородом воздух или кислород не носит в вагранку дополнительного тепла по сравнению с обычным здушным дутьем. Поэтому общее количество тепла, которое получается от сгорания топлива, остается неизменным.

Так как при работе вагранки с вдуванием кислорода зона максильных температур и зона, где еще находится свободный кислород, ближаются к оси фурм, то зона подгуживания, имеющая место и воздушном дутье, отсутствует. Таким образом, создаются словия, более благоприятные для перегрева чугуна. С другой стороны, кислородная зона сокращается и создаются условия в верхей части холостой колоши для течения реакции восстановления глекислоты:

$$CO_2 + C \rightarrow 2CO - 38\,790.$$

Эта реакция идет с поглощением тепла, вследствие чего горячие зы охлаждаются. При подаче большого количества кислорода зона аксимальных температур и кислородная зона приближаются еще ближе к фурмам, в результате чего газы будут сильнее охлаждаться и шихтовые материалы будут нагреваться еще меньше. Поэтому

количество вдуваемого кислорода всегда должно быть увязано с процессом, происходящим в вагранке.

Для нормальной работы считают достаточным обогащение воздуха до концентрации кислорода 25—28%, т. е. кислорода на 5—8% больше, чем в воздухе.

Чтобы шихта лучше прогревалась, вагранки делают более высокими, тщательно подбирают и подготовляют шихтовые материалы. В практике применяют два способа подачи кислорода в вагранку.

По первому способу кислород подается от баллонов *1* трубкой *2* через редуктор *3* в воздухопровод перед воздушной коробкой (фиг. 81, *а*). Воздух смешивается с кислородом, обогащается и поступает в воздушную коробку и фурмы.

По второму способу кислород при помощи трубок и сопел вводится через фурмы непосредственно в вагранку. Такой метод подвода кислорода получил название острого дутья. Схема подвода острого кислородного дутья показана на фиг. 81, *б*. Кислород от баллонов *1* подается к коллектору *2*, а от него по трубкам *3* через сопла в вагранку.

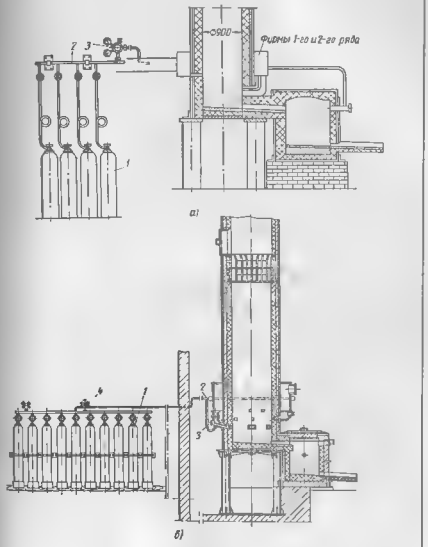
При подводке кислорода с обогащенным дутьем усиливается горение кокса у стенок вагранки, развивается высокая температура, и футеровка быстро выгорает. Проникновение кислорода к центру вагранки незначительное. Кроме того, имеются значительные потери кислорода через неплотности в воздухопроводе, воздушной коробке и фурмах. Расход кислорода при непрерывной подаче в воздухопровод в смеси с воздухом достигает 30 $м^3$ на 1 $т$ жидкого чугуна.

При подаче кислорода в виде острого дутья он проникает глубже к центру вагранки. Таким образом, горение топлива выравнивается и периферийная зона вагранки меньше перегревается. Расход кислорода при этом методе подачи составляет 5—10 $м^3$ на 1 $т$ чугуна.

Режим плавки меняется в зависимости от того, в какой ряд фурм подается кислород. При подаче кислорода в основной, нижний, ряд фурм зона максимальных температур приближается к оси фурм, кислородная зона сокращается. При подаче кислорода в средний и верхний ряды фурм кислородная и температурная зоны расширяются и условия перегрева чугуна улучшаются.

Кислородное дутье дает значительный подъем температуры, когда имеется большая разница между температурой горения топлива и температурой пространства, куда подается кислород. Повышение температуры чугуна при кислородном дутье колеблется от 1,5 до 8° на 1 $м^3$ кислорода, вдуваемого на 1 $т$ жидкого чугуна.

Кислород целесообразно применять как средство, дающее возможность быстро восстанавливать режим плавки в вагранке. Некоторые заводы применяют прерывистый режим подачи кислорода. По этому режиму в течение 5 мин. подается кислород, затем в течение 30 мин. вагранка работает только на воздушном дутье, после этого снова в течение 5 мин. подается кислород и т. д. Расход кислорода при этом способе вместо 5—10 $м^3/т$ составляет 2,5 3 $м^3/т$;



Фиг. 81. Подача кислорода в вагранку:
а — через воздухопровод;
— баллон с кислородом; *2* — трубка; *3* — редуктор.
б — через фурмы:
1 — кислородный баллон; *2* — коллектор; *3* — труба с соплом; *4* — редуктор.

расход кокса составляет около 18% при средней температуре чугуна 1400°.

Кислород может подаваться от кислородных баллонов или из кислородного танка через испарители. В баллонах кислород находится под давлением до 150 *ат* и содержит 5—6 *м*³ кислорода. В вагранку кислород подается через редукторы под давлением 5—15 *ат*.

Если нужно получить горячий чугун с момента пуска вагранки, то кислородное дутье включается одновременно с пуском вагранки. В тех же случаях, когда выплавка высококачественного чугуна начинается в середине плавки, кислородное дутье включается с момента завалки в вагранку шихты, идущей для выплавки высококачественного чугуна. К моменту подхода этих колош к плавильному поясу вагранка переводится на форсированный режим.

Плавка чугуна с применением кислорода дает возможность получить температуру чугуна на желобе вагранки 1400—1500° и применять значительное количество стали (30—70%) в шихте; производительность вагранки повышается и поддается регулированию; увеличение степени перегрева чугуна за счет добавки к дутью кислорода приводит к снижению количества газов (водорода, азота, кислорода) в металле.

16. Плавка чугуна в вагранке с последующей продувкой его кислородом в копильнике или ковше

Продувка жидкого чугуна кислородом в копильнике или в ковше преследует две цели— перегрев чугуна или перегрев с частичным удалением углерода. Для серого чугуна и чугуна с шаровидным графитом применяют кислород только для перегрева чугуна, а для ковкого и модифицированного чугуна — для перегрева и частичного удаления углерода.

Кислород в копильник подводится от кислородных установок. В копильнике *1* (фиг. 82, *а*) устраивают фурму 2, через которую по трубке *3* кислород вдувается в копильник. Устройство фурмы имеет большое значение в связи с тем, что кладка фурмы во время работы быстро разгорает.

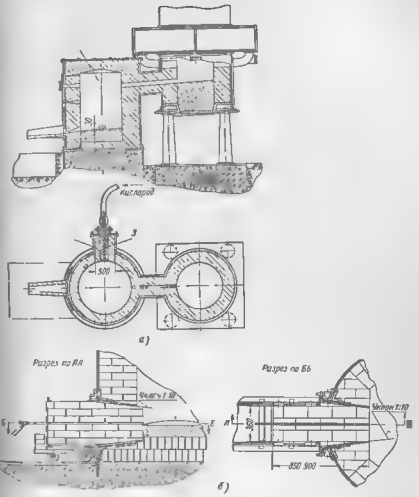
Стойкость фурмы зависит в большой степени от качества огнеупорных материалов, способа укладки кирпича и режима кислородного дутья. При большом давлении кислорода фурма разгорает меньше, так как очаг окисления перемещается в глубь металла. Рекомендуемое давление кислородного дутья не ниже 5—6 *ат*. Диаметр сопла для разной производительности вагранок рекомендуется следующий:

Производительность вагранки в *т*/*час* . .	3	4	5	6
Диаметр сопла в *мм*	2—3	3—4	3—5	4—5

Меньший диаметр сопла применяется при необходимости получения перегрева чугуна, больший — для получения перегретого низкоуглеродистого чугуна.

Кислородопровод должен иметь устройство для переключения на воздушное дутье, если в этом возникнет необходимость.

В целях более надежной работы кислородной фурмы, ее делают сменной (фиг. 82, *б*).

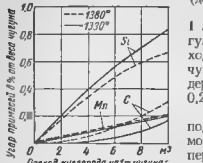


Фиг. 82. Копильник для продувки чугуна кислородом.

Смена фурм производится следующим образом. Останавливают дутье в вагранке, выпускают шлак и чугун, прекращают подачу кислорода и вытаскивают разгоревшую фурму. Затем покрывают глиной новую фурму и вставляют ее на место. После того как новая фурма будет закреплена, присоединяют кислородопровод,

пускают дутье в вагранку и продолжают плавку. Состав обмазки для фурм следующий: 50% графита, 35—40% кварцевого песка и 10—15% огнеупорной глины.

Расход кислорода на 1 *т* жидкого чугуна при окислении 1% кремния составляет 0,8 $м^3$, марганца 0,2 $м^3$ и углерода 0,9 $м^3$ (двуокиси углерода).



Фиг. 83. Влияние расхода кислорода на угар элементов.

При расходе кислород 5—6 $м^3$ на 1 *т* жидкого чугуна температура чугуна повышается на 80—100°. При расходе кислорода 8—10 $м^3/т$ температура чугуна достигает 1500°; при этом содержание углерода снижается на 0,2—0,3% и кремния на 0,63 0,82%.

Из приведенных данных видно, что подача кислорода в копильник является мощным средством для повышения температуры чугуна.

Повышение температуры чугуна в копильнике происходит за счет угара кремния, железа, марганца, углерода. При расходе кислорода, равном 5 $м^3$ на 1 *т* чугуна, и перегреве его на 80—100° суммарный угар элементов в копильнике составляет 1% от веса металлозавалки; при расходе кислорода 10—12 $м^3$ на 1 *т* чугуна и перегреве его на 150—170° угар составляет 2%.

Угар элементов в чугуне можно регулировать количеством кислорода, израсходованного на единицу выплавленного чугуна. На графике (фиг. 83) показана зависимость угара элементов от количества кислорода подаваемого на 1 *т* чугуна.

Таблица 54

Составляющие шихты	Вес в *кг*		
	При обычной плавке	При перегреве за счет подачи кислорода в копильник	
		на 80—100°	на 150 170°
Чугун литейный ЛК0 . . .	100	100	250
» » ЛК1 . . .	—	—	250
» » ЛК3 . . .	400	360	—
Чугунный лом со стороны	180	180	180
Собственный возврат . . .	200	200	200
Стальной лом	150	150	115
Доменный ферросилиций	20	70	75
Всего . .	1050	1060	1070

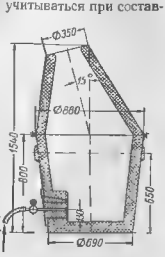
Практика показывает, что при перегреве чугуна до 80—100° выгорает главным образом кремний (примерно 0,4—0,5%); марганец и углерод угорают мало. Перегрев чугуна до более высоких температур (150—170°) вызывает угар кремния до 0,8%, но заметно выгорает и углерод. Угар элементов должен учитываться при составлении шихты (табл. 54).

При непрерывном равномерном поступлении металла из вагранки равномерная подача кислорода в копильнике обеспечивает постоянство химического состава и температуры перегрева чугуна, выпускаемого из копильника.

Шлак, выпускаемый из копильника, имеет следующий состав (в %): 47 49 SiO_2; 23 32 CaO; 3,6—14,6 FeO; 1—1,6 Fe_2O_3 и 3,0 3,2 MnO.

В последнее время для продувки чугуна кислородом применяют специальные ковши (фиг. 84).

Конструкция этих ковшей напоминает собой малый конвертор. Ковши нагревают до 300—350°, загружают в него соответствующее количество кремния для компенсации угара и заливают мерным ковшом чугун с температурой 1300—1350°, пускают кислород, поворачивают ковш в вертикальное положение и продувают кислородом. Температура металла поднимается до 1500° и выше.



Фиг. 84. Ковш для продувки чугуна кислородом.

В тех случаях, когда переливание чугуна нежелательно, применяют обычные литейные ковши, и продувку кислородом производят с помощью футерованной трубы, которая через футерованную крышку опускается в жидкий чугун.

17. Плавка чугуна в вагранке для последующего модифицирования

Плавка чугуна, предназначаемого для последующего модифицирования, ведется форсированно с целью получения более высокого перегрева. Высокий перегрев чугуна, предназначаемого для модифицирования, необходим потому, что шихта, из которой выплавляется чугун, содержит значительное количество стального лома; кроме того, при модифицировании вводимые присадки, растворяясь в чугуне, поглощают часть тепла и тем самым понижают температуру чугуна. Поэтому в современной практике выплавка такого чугуна производится с повышенным количеством дутья, с применением горячего или кислородного дутья.

При переходе на выплавку модифицированного чугуна с обычной шихты делается пересыпка топлива. Для пересыпки рабочих топлив-

Таблица 55

Марка чуг. из	Химический состав в %					Присадка стального скрапа в шихту в %	Присадка ферросилиция (75%) в % от веса жидкого металла	Температура чугуна при выпуске из вагранки в ковш не ниже	Температура чугуна при заливке форм не ниже в °С
	C	Si: до модифицирования	Si: после модифицирования	Mn	P не более	S не более	Вагранка с холодным дутьем, без использования кокса	Вагранка с использованием кокса			
СЧ 38-60	2,8—3,0	0,6—0,7	1,2—1,5	1,4—1,6	0,2	0,12	60—70	Не вы-плавля-ется	1,3—1,6	1440	1340—1360
СЧ 35-56	2,9—3,1	0,9—1,0	1,3—1,5	1,2—1,4	0,25	0,12	45—55	60—70	0,6—0,8	1430	1330—1350
СЧ 33-52	3,0—3,2	1,1—1,2	1,4—1,6	1,0—1,2	0,3	0,12	35—40	45—55	0,4—0,7	1420	1320—1340
СЧ 28-48	3,1—3,3	1,3—1,4	1,5—1,7	0,8—1,0	0,3	0,12	20—25	30—35	0,3—0,5	1410	1310—1330
СЧ 24-44	3,2—3,4	1,5—1,7	1,6—1,8	0,8—1,0	0,3	0,12	15	20	0,1—0,3	1400	

ных колош отбирают более крупные куски топлива. В металлическую шихту добавляют обязательно стальной лом. Количество стального лома и химический состав исходной шихты зависят от марки выплавляемого чугуна. В табл. 55 приводятся технологические параметры процесса плавки модифицированного чугуна различных марок на заводе «Станколит».

Перед модифицированием берутся технологические пробы чугуна, заливаемые в форму в виде клина, цилиндра или плитки. После охлаждения формы разламывают, измеряют величину отбела и сравнивают по отбелу с эталонной пробой.

Размеры технологических проб устанавливаются в зависимости от характера отливок. Заливают технологические пробы в песчаные или металлические формы, а в отдельных случаях — в комбинированные формы.

Пробы чугуна до модифицирования должны иметь в изломе значительный отбел.

После модифицирования берут вторые пробы, которые после охлаждения ломают и также сравнивают с эталонной пробой.

Графитизирующие модификаторы перед употреблением раздробляют и просеивают: для крупных ковшей размер кусков должен быть от 10 до 30 *мм* в поперечнике, для средних 10—15 *мм*, для мелких 2—6 *мм*.

Ввод графитизирующих модификаторов в жидкий чугун производится различными способами. Выбор того или иного способа ввода модификатора необходимо согласовывать с продолжительностью действия модификаторов. Допустимое время выдержки зависит от емкости ковша.

	Емкость ковша в *кг*				
	50—100	100—500	500—3000	3000—6000	Свыше 6000
Допустимое время выдержки в мин.	3	5	10	15	20

После ввода модификатора чугун в крупных ковшах перемешивают, через 2—3 мин. снимают шлак и производят заливку. В малых ковшах чугун не перемешивают, а только слимают шлак.

Методы ввода модификаторов в чугун

При небольших количествах обрабатываемого чугуна модификатор вводят непосредственно в ковш после наполнения его на $^1/_3$ высоты. В большие ковши модификатор вводят перед последним выпуском чугуна. Последний выпуск должен быть по количеству большим, чем предыдущие.

Модификатор можно также вводить на струю стекающего по желобу чугуна. Для этой цели применяют специальное дозирующее устройство в виде воронки с желобом. На дозирующем желобе имеется электромагнитный вибратор, обеспечивающий равномерную подачу модификатора.

В отдельных случаях при подаче модификатора на желоб применяют промежуточный ковш или воронку. В промежуточном ковше отверстием в дне или в воронке модификатор лучше растворяется и смешивается с чугуном.

Модификатор можно вводить в ковш при помощи металлического колокола. При заливке крупных литейных форм модификатор можно вводить непосредственно в литниковую чашу. Литниковая чаша изготовляется большого размера, с перегородкой. В одном отделении происходит модифицирование, а из другого модифицированный чугун поступает в литейную форму. При заливке крупных форм из двух ковшей чугун первого ковша модифицируется в литниковой чаше, а чугун второго ковша должен быть промодифицирован непосредственно в ковше при последнем выпуске.

В табл. 55 приводятся данные по усвоению каиболее распространенного в литейном производстве модификатора — 75%-ного ферросилиция — в зависимости от емкости ковша и способа ввода его в чугун.

В последнее время в промышленности широко применяют модифицирование чугунов путем смешивания серого литейного чугуна с белым. В этом случае плавка чугуна ведется в двух вагранках. В одной вагранке выплавляется белый чугун, который должен иметь температуру не ниже 1340—1350° и химический состав (в %): 8—3,1 C; 0,75—1,05 Si; 0,35 0,5 Mn; 0,07—0,1 P; 0,08—0,1 S.

Таблица 56

Емкость ковша в *кг*	Усвояемость кремния в %				Размеры кусков ферросилиция в *мм*
	При равномерной подаче в струю металла из желоба		При вводе в ковш при наполнении металлом		
	Пределы	Среднее	Пределы	Среднее	
3000	86—95	93	—	—	До 10
1000	89—98	95	75—92	82	
60	—	—	40—65	55	4
10	—	—	55—82	70	

В другой вагранке выплавляется серый чугун, который при смешивании должен иметь температуру не ниже 1280—1300° и химический состав (в %): 3,4—3,5 C; 2,15—2,56 Si; 0,58—0,67 Mn; 0,11—0,19 P; 0,06—0,1 S.

При смешивании в ковш сначала выпускают белый чугун и к нему добавляют серый чугун. Количество серого чугуна устанавливается опытным путем. По практическим данным оптимальные свойства модифицированного чугуна получаются при добавке 20—30% жидкого серого чугуна. Этот способ хорош тем, что при увеличении количества серого чугуна до 50% свойства полученного модифицированного чугуна мало изменяются, что дает возможность в производственных условиях уверенно получать модифицированный чугун.

На отдельных заводах вначале выплавляют серый чугун в вагранке, затем продувают его кислородом в малом конвертере или в ковше до состава белого чугуна, после чего сливают в ковш и добавляют к нему из вагранки серый чугун.

Белый чугун для модифицирования можно брать также из электроплавильных и пламенных печей. При хорошо организованной вагрночной плавке модифицированный чугун можно получать путем чередования выплавляемых колош белого и серого чугуна. Вначале загружают колоши для белого чугуна, затем соответствующее количество колош серого чугуна. При этом способе нельзя допускать смешивания чугунов непосредственно в вагранке. Поэтому вначале в ковш выпускается белый чугун, а затем, после расплавления, — серый чугун.

При заливке тонкостенных деталей в целях сохранения высокой температуры чугуна модификаторы можно добавлять в подогретом состоянии (до 500—600°) или в жидком виде.

18. Плавка чугуна в вагранке для последующего модифицирования магнием

Наибольшее распространение для плавки чугунов, модифицированных магнием, получили вагранки. Вагранки для плавки этих чугунов могут применяться как с копильником, так и без копильника. В целях получения высокой температуры перегрева чугуна, плавку в вагранке ведут форсированным режимом, с повышенным количеством дутья, с подогревом дутья или применяют кислородное дутье.

Выплавленный в вагранке чугун для присадки в него магния выпускают в разогретый ковш. Температура чугуна во время обработки его магнием снижается: при обработке в ковшах емкостью свыше 1,5 *т* при совместном вводе магния и ферросилиция на 90—120°, при раздельном — на 120—150°. Присадка магния в ковши емкостью до 1,0 *т* с ручным вводом магния под крышкой или колпаком снижает температуру чугуна на 40—70°.

Магний в чугун может вводиться в различных видах — чистый магний, сплавы его и специальные лигатуры.

Введение магния является сложной и трудной операцией в связи с тем, что температура кипения магния на 250—350° ниже температуры жидкого чугуна. Пары магния вырываются на поверхность чугуна и, соединяясь с кислородом воздуха, сгорают.

Чистый магний с содержанием 99,85—99,91% Mg (температура плавления 650°) усваивается чугуном (при вводе его в открытый ковш) всего в размере 5—10% от введенного количества.

В последнее время широко применяют различные магниевые лигатуры. Практика показывает, что чем меньше содержится магния в лигатуре, тем менее бурно проходит реакция и происходит большее усвоение магния. Магниевые лигатуры приведены в табл. 57.

Магниевоникелевую лигатуру можно вводить в ковш при наполнении его жидким чугуном, но эта лигатура дорога и дефицитна. Поэтому в производстве в настоящее время получили большое распространение магниевокремнистые лигатуры. Дозировка этой лигатуры зависит от толщины стенок заливаемой детали. В табл. 58 приведена дозировка магния и магниевокремнистых лигатур в зависимости от толщины стенок отливки.

При значительном содержании кремния в исходном чугуне ферросилиций после ввода магния в чугун не добавляют. Приведенная в табл. 58 дозировка магния рассчитана на содержание в чугуне не выше 0,14% серы.

Шаровидный графит получается при содержании магния в чугуне не менее 0,04%. Кроме этого, часть магния уходит на соединение с серой, таким образом, общее количество усвоенного магния будет равно

$$(\%\ \mathrm{Mg}) + 0{,}76[(\%\ \mathrm{S}_1) - (\%\ \mathrm{S}_2)],$$

где (% Mg) — остаточное содержание магния в чугуне;
(% S_1) — содержание серы в исходном чугуне;
(% S_2) — содержание серы в чугуне после модифицирования;
0,76 — отношение атомных весов магния и серы.

Таблица 57

Наименование магниевых лигатур	Удельный вес в г/см³	Температура плавления в °С	Содержание элементов в %					Усвоение магния в %
			Mg	Cu	Ni	Si	Si + Ca	
Магниево-медная	6,9 - 8,1	730—820	10—30	Остальное	-	-		20—30
То же	5,2	560	50	—	—	—		10—20
Магниево-кремнистая	3,7		5—10	—	—	Остальное	—	20—35
То же	3,0—3,5	950—1150	15—30	—	—	То же		15—20
	2,6		50	—	—	—		10—15
Магниевоникелевая	5—8	850—1200	10—50	—	Остальное	-	—	15—40
Магниево-кальцийсодержащая	1,9—2,2	1000—1050	10—30	—	—	—	Остальное	20—40

Таблица 58

Толщина стенки в мм	Количество магния в % к весу жидкого чугуна				Количество ферросилиция 75%-ного в % к весу жидкого чугуна
	в чистом виде	в виде 50%-ной лигатуры	в виде 15—25%-ной лигатуры	в виде 5%-ной лигатуры	
До 10	0,25—0,40	0,20—0,40	0,20—0,30	0,10	0,6—1,0
10—30	0,40—0,55	0,30—0,50	0,30—0,40	0,12	
30—75	0,60—0,75	0,55—0,70	0,45—0,60	0,16	
75 и выше	0,70—0,85	0,70—0,80	0,60—0,75	—	

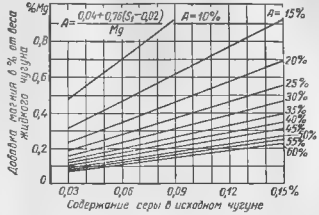
Степень усвоения (A) будет равна

$$A = \frac{(\%\ Mg) + 0{,}76\ [(\%\ S_1) - (\%\ S_2)]}{Mg},$$

где Mg — количество магния, введенного в жидкий чугун, в процентах от веса чугуна.

Величина A зависит не только от количества вводимого в чугун магния, но и от емкости ковша, температуры чугуна, от способа ввода магния. Принимая остаточное содержание магния в чугуне

равным 0,04% и остаток серы в этом чугуне равным 0,02%, на заводе «Станколит» построили графическую зависимость между содержанием серы в исходном чугуне и количеством вводимого магния при



Фиг. 85. Зависимость количества вводимого магния в чугун от содержания серы в исходном чугуне

разной степени усвоения (фиг. 85). Из графика видно, что чем меньше серы в исходном чугуне, тем меньше расход магния при любой его усвояемости.

Методы ввода магния в жидкий чугун

Магний и магниевые лигатуры вводятся в жидкий чугун в большинстве случаев при помощи металлического колокола с отверстиями. Основное требование, предъявляемое к колоколу и штанге, при помощи которой опускается колокол, состоит в том, чтобы они не растворялись раньше чем закончится испарение магния. В противном случае магний всплывает на поверхность и сгорает.

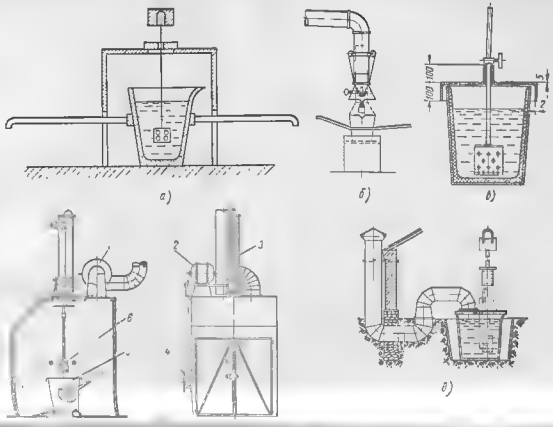
В открытые стаканы закладывают куски магния, по возможности более крупные, после чего приваривают дно.

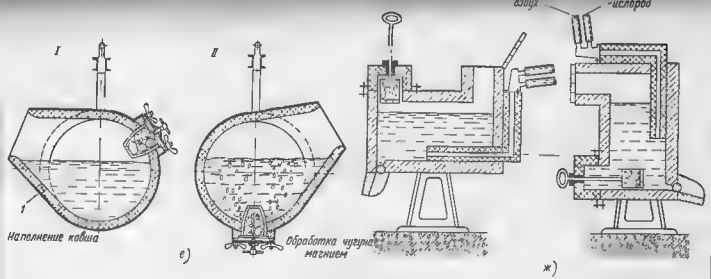
По способу, применяемому на заводе «Станколит», колокол с магнием до введения в чугун нагревается до температуры плавления, затем на специальном приспособлении погружается до половины ковша с жидким чугуном и выдерживается до начала выделения паров магния, затем опускается на дно ковша. При этом способе ввода магния меньше снижается температура чугуна и лучше усваивается магний.

Низкопроцентные магниевые лигатуры на ряде заводов вводятся в чугун при помощи штанги без колокола, но для этой цели эти лигатуры заливают в мерные металлические формы из расчета образования одного ковша металла.

В малые ковши магний вводится стаканами или штангами под стаканами *а*, *б* (фиг. 86) и металлическими крышками *в*.

Архив ЦНИИ 1218



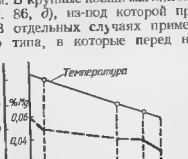


Фиг. 86. Методы ввода магния в чугун:

I — положение ковша при наполнении металлом, *II* — положение ковша при обработке магнием; *а, б* — ввод магния под съемным колоколом; *в* — ввод магния под металлической крышкой, *г* — ввод магния в камеру; *1* — вентилятор, *2* — электромотор вентилятора, *3* — приспособление для ввода магния в жидкий чугун; *4* — штурвал механизма подъема колокола; *5* — ковш с жидким чугуном *6* — колокол с магнием; *д* — ввод магния в бункер ковша под тяжелой металлической крышкой; *е* — ввод магния в поворотном барабанном ковше, *ж* — ввод магния с продувкой кислородом в поворотном ковше.

Жидкий чугун в крупных ковшах модифицируют магнием в камерах *г*. Камеры оборудованы приспособлением для опускания и подъема колокола и вентилицией для удаления окиси магния. Ковш на тележке краном подается в камеру. После модифицирования ковш выкатывается на тележке из камеры, снимается шлак, добавляется ферросилиций и готовый чугун подается на заливку форм. В крупные ковши магний можно вводить под тяжелой крышкой (фиг. 86, *д*), из-под которой производится отсасывание газов.

В отдельных случаях применяют поворотные ковши барабанного типа, в которые перед наполнением ковша устанавливают стакан с магнием или графитовый тигель. После наполнения ковш с металлом поворачивают так, что тигель с магнием перемещается в нижнее положение. Ковш барабанного типа показан на фиг. 86, *е*.



Фиг. 87. Влияние времени выдержки и количества магния на форму графита: сплошная линия — пластинчатый графит; штриховая — шаровидный графит.

Кроме того, имеются способы ввода магния в струю движущегося чугуна по закрытому желобу в момент выпуска его из вагранки.

В последнее время разработан способ ввода магния в чугун после продувки его воздухом или кислородом. Осуществляется этот способ в специальном ковше (фиг. 86,*ж*). В горизонтальном положении наполняют ковш чугуном и продувают его кислородом, затем поворачивают ковш в вертикальное положение для обработки чугуна магнием. Разработан также ряд способов непосредственного ввода магния и лигатур в копильник вагранки. Для этой цели в крышке копильника имеется отверстие, через которое вводят магний и присадки. Кроме того, в крышке должно быть еще отверстие для отвода газов и окиси магния. Это отверстие соединяется газопроводом с трубой вагранки. В последнее время в ряде стран и у нас разрабатываются способы ввода магния в жидкий чугун в ковши, которые помещаются в автоклавах и находятся в момент ввода магния под давлением 6 –7 *ат*. При вводе магния этим способом повышается усвояемость магния жидким чугуном, исключается пироэффект и чугун не выбрасывается из ковша.

При совместном вводе магния и кремния в чугун последний после окончания реакции магния очищается от шлака и поступает на заливку. При раздельном вводе магния и ферросилиция чугун по окончании реакции магния очищается от шлака, затем вводится ферросилиций, металл перемешивается и поступает на заливку.

При получении высокопрочного чугуна с шаровидным графитом все операции должны выполняться быстро, так как эффект модифицирования с течением времени понижается (фиг. 87).

19. Плавка в вагранке легированного чугуна

В вагранках выплавляется главным образом низколегированный чугун. Условия плавки легированного чугуна в вагранке неблагоприятны ввиду взаимодействия газовой и шлаковой фаз с металлом.

Плавка легированного чугуна может производиться с добавкой легирующих элементов в чистом виде или в виде ферросплавов. Добавка легирующих элементов в чистом виде или ферросплавов непосредственно в вагранку невыгодна, так как получаются большие потери этих элементов. Поэтому в случае необходимости применения чистых металлов или высокопроцентных ферросплавов их добавляют на желоб вагранки или в ковш. При этом труднорастворимые легирующие присадки перед добавкой в чугун подогревают до 600—800° и выше. Этот способ введения ферросплавов не дает стабильных результатов и во многих случаях не обеспечивает получения заданного химического состава.

В практике большее применение находит плавка в вагранке с применением в шихте природнолегированного чугуна с содержанием хрома, никеля, титана, меди, ванадия, молибдена и др.

Применение легированного чугуна значительно снижает угар легирующих элементов, а отдельные легирующие элементы, как никель и молибден, почти не дают угара.

Наибольшее применение на наших заводах получили хромоникелевый, халиловский и елизаветинский чугуны.

Для получения ряда марок легированного чугуна рекомендуются ледующие состав шихты и количество природнолегированного чугуна табл. 59):

Таблица 59

Марка чугуна	Толщина стенки отливки в мм	Химический состав в %							Количество природнолегированного чугуна в шихте в %	
		C	Si	Mn	P	S	Cr	Ni	хромоникелевого	елизаветинского
СЧ 21-40	<15	3,0—3,3	1,3 1,7	0,8—1,2	До 0,3	До 0,15	0,2—0,4	0,3	5—8	10
СЧ 24-44	15 30	2,9—3,2	1,2—1,6	0,8 1,2	„ 0,25	„ 0,15	0,25—0,5	0,3	6—10	10
СЧ 28-48	>30	2,8—3,1	1,2—1,5	0,8—1,2	„ 0,2	„ 0,15	0,25—0,5	0,3	8—12	10

Из табл. 59 видно, что количество природнолегированного чугуна в шихте не превышает 10—15%. Попытки повысить содержание природнолегированного чугуна в шихте с целью повышения механических свойств не давали положительных результатов, так как отливки в тонких местах отбеливаются и имеют повышенную

твердость. Чтобы снизить твердость, устранить явление отбела и одновременно повысить механические свойства легированного чугуна, его модифицируют. Содержание хрома в модифицированном легированном чугуне может составлять примерно 0,9—1,0%, а механические свойства легированного чугуна в 1,5—2 раза выше по сравнению с нелегированным чугуном.

Процесс плавки легированного чугуна в вагранке и процесс модифицирования жидкого чугуна не отличаются от процессов, применяемых при плавке и модифицировании нелегированного чугуна.

При расчете шихты необходимо учитывать угар хрома, зависящий от содержания хрома в шихте.

Содержание хрома в шихте в %	Угар в %
1	10 15
1—1,5	15 - 20
1,5—2	20 25
2 - 3	25—35

Угар хрома тем меньше, чем выше температура дутья, чем больше вносится кислорода или подается воздуха. При всех режимах одновременно требуется повышенный расход топлива. При развитии высоких температур хром частично может восстанавливаться:

$$2Cr_2O_3 + 3Si = 3SiO_2 + 4Cr.$$

Таким образом, плавку легированного чугуна в вагранке необходимо вести на форсированных режимах. Образование ваграночных шлаков с повышенным содержанием FeO - явление нежелательное, так как при этом окисление легирующих элементов будет увеличиваться. Газовая атмосфера вагранки также влияет на окисление легирующих примесей: чем больше отношение $CO_2 \cdot CO$, тем больше окисляются железо и примеси в чугуне.

Вагранка для плавки легированного чугуна часто используется в сочетании с другими печами: выплавленный в вагранке чугун легируется элементами в пламенных и электрических печах.

20. Особенности плавки чугуна в вагранке с применением топлива повышенной реакционной способности

Топливо повышенной реакционной способности для плавки в вагранке применяется в тех случаях, когда отсутствует нормальное ваграночное топливо или необходимо использовать местные виды топлива. Применяться эти виды топлива могут в смеси с обычным ваграночным топливом или без него.

Во всех случаях плавки на этом топливе кожух вагранки должен быть исправным и плотным, должна быть хорошая вентиляция в цехе и особенно в ваграночном отделении. При плавке на высокореакционном топливе выделяется большое количество вредного угарного газа CO.

Ввиду значительной легкости топлива, искры из трубы могут вылетать в большом количестве, поэтому вагранки должны иметь хорошие искрогасители.

21. Плавка чугуна в вагранке с использованием стальной и чугунной стружки

При плавке чугуна в вагранке с использованием стружки производственники встречаются с рядом неладок. Эти неполадки в многих случаях возникают в связи с тем, что не учитываются особенности, которые вносит стружка в процесс плавки.

При воздействии температуры стружка спекается в плотную массу, закрывая проходы для газов, шихта плохо прогревается и приходит к плавильному поясу холодной, в этом случае плавление металла идет только около стенок вагранки. Все это приводит к расстройству хода плавки.

При употреблении небольшого количества стружки в шихте (10—15%) все эти явления не могут сильно повлиять на ход плавки.

При загрузке в вагранку значительного количества стружки нужно помещать в центре вагранки разрыхлитель в виде отходов ветвистых литников), которые будут предотвращать спекание.

1) Переплавка чугунной стружки

Расход кокса на рабочую топливную колошу при применении стружки составляет 10—12%; расход флюсов — 30—40% от веса кокса; вес металлической колоши такой же, как и для кусковых материалов

Влажность стружки должна быть не более 5%. Плавка стружки ведется в следующем порядке. Разжигают вагранку, выравнивают голостую колошу, загружают $^1/_3$ первой колоши стружки и пускают дутье, затем загружают оставшуюся часть стружки в два приема. Последующие колоши стружки загружаются также в два приема. В вагранку одновременно загружать более двух колош нельзя, так как стружка сильно уплотняется, и нормальный ход плавки нарушается. Угар элементов при плавке стружки следующий: углерода 5%; кремния 5)%; марганца 5)%; фосфор не изменяется; пригары увеличиваются на 12—14% по сравнению с обычной плавкой. Общий угар стружки составляет 16—20%. Содержание закиси железа в шлаке при плавке неокисленной стружки 4—6%.

Состав шлака, применяемого при переплавке чугунной стружки в %): 50,30 SiO_2; 32,86 CaO; 9,66 Al_2O_3; 4,42 FeO; 2,28 MnO; 0,21 MgO.

Чугунную стружку можно использовать взамен стального лома. Для получения чугуна марки СЧ 21-40 рекомендуется следующий состав шихты: 40—45% чушкового чугуна; 3)—35% литейных отходов; 10—13% лома чугунного; 10—12% чугунной стружки; 1—0,5% зеркального чугуна и 2—1,5% доменного ферросилиция. При этом угар элементов в стружке принимается: 15—20% C; 40

45% Si; 40—50% Mn; пригар серы увеличивается на 10—12% по сравнению с обычной плавкой.

Стружку загружают на топливную колошу, ближе к центру вагранки. При механической загрузке стружку загружают на дно бадьи. Другие части шихты загружают в обычном порядке.

Содержание серы в чугуне при переплавке стружки зависит от содержания кремния: чем больше кремния в чугуне, тем меньше серы.

2) Переплавка стальной стружки

Стальная стружка менее сыпуча и менее спекается, чем чугунная.

Переплавка стальной стружки без добавки ферросилиция дает чугун состава (в %): 2,4—3 C; 0,4—0,5 Si; 0,2—0,4 Mn; 0,08 0,1 P; 0,12—0,17 S.

Этот чугун может быть использован в качестве шихты для производства ковкого и серого чугуна.

Добавка в шихту доменного ферросилиция дает возможность получать из стальной стружки чугун нормального состава. Чтобы чугун меньше насыщался серой, нужно в вагранке держать не более двух колош; кроме того, следует давать несколько большее количество флюсов.

При плавке стальной стружки получается шлак состава (в %): 54—84 SiO_2; 23,72 CaO; 9,56 Al_2O_3; 8,8 FeO; 2—2,4 MnO; 0,56 MgO.

Содержание закиси железа повышается по сравнению с переплавкой обычной шихты; металлургический угар железа составляет всего примерно 0,5—1%.

§ 2. ПЛАВКА ЧУГУНА В ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПЕЧАХ

Для плавки чугуна применяют дуговые и индукционные высокочастотные электрические печи. Электрические печи могут работать как на твердой, так и на жидкой завалке. При работе на твердой завалке используются электродуговые печи, применяемые для плавки стали, емкостью 0,5 5,0 *т*. Для работы на жидкой завалке применяются электродуговые печи емкостью 3 и 10 *т*.

Электроплавильные печи применяются главным образом для получения более высокого перегрева чугуна, введения легирующих добавок, доводки чугуна по химическому составу. Реже электроплавильные печи применяются для удаления вредных примесей: фосфора и серы. Поэтому большинство электрических печей для плавки чугуна имеет кислую огнеупорную футеровку.

Плавка чугуна на шихте из стального лома происходит с добавкой науглероживателей в количестве 5—10% от веса металла. В качестве науглероживателей применяют древесный уголь, кокс, электродный бой и др.

Древесный уголь при плавке усваивается металлом до 40%, кокс до 50% и электродный бой до 70%. Часть углеродистых материалов

гружают вместе с шихтой, а другую часть засыпают на поверхность жидкого металла.

Выдержка металла зависит от качества науглероживателя и става чугуна, который необходимо получить. Для различных о составу чугунов выдержка колеблется в пределах от 80 до 20 мин.

После окончания науглероживания в ванну добавляют подогре куски ферросилиция и марганца, нагревают металл до заданной мпературы и разливают в формы.

При плавке высокоуглеродистого чугуна в печь загружают ушки чугуна, литники, чугунный лом. Для компенсации выгораю его углерода добавляют науглероживатель в количестве 0,3 0,4% т веса шихты. Усвоение углерода при этом процессе плавки равняется 40 -50%. Переплавка производится под одним шлаком, кислым или основным.

Для получения соответствующего состава шлака в печь добавляют флюсы (в %):

Для печей с кислой футеровкой		Для печей с основной футеровкой	
Кварцевого песка	80	Плавикового шпата	25
Извести	20	Молотого кокса	15
		Извести	60

В случае необходимости получения низкоуглеродистого чугуна плавку добавляют соответствующее количество стального лома. После расплавления металла снимают образовавшийся шлак и, в зависимости от футеровки печи, наводят новый шлак.

Плавку чугуна необходимо вести по возможности быстрее. Угар элементов при плавке в электродуговых печах находится в следующих пределах: для печей с кислой футеровкой 5—10% C; 15—0% Mn; Si может пригорать на 0,2 0,3%; для печей с основной уторовкой угар Si составляет 5--10%; Mn 10 -15%; содержание C е изменяется.

Легирующие добавки можно вводить в чугун в различные ериоды плавки. При небольшом количестве добавок их, как правило водят в печь в конце плавки; при большом количестве добавок их ожно вводить частично вместе с шихтовыми материалами и частично — в конце плавки.

Состав шлаков при плавке на твердой завалке зависит от футеровки печи (табл. 60):

Таблица 60

Футеровка печи	Содержание в %						
	SiO_2	CaO	MgO	FeO	MnO	Al_2O_3	CaC_2
Кислая	55—65	5—25	1—3	5—10	3—7	5—10	—
Основная	15—20	50—60	—	1—2	1—2	5—8	2—3

В связи с большим разнообразием составов легированного чугуна режим плавки вырабатывается для каждого конкретного случая.

Для плавки чугуна в высокочастотных печах шихтовые материалы подбираются с таким расчетом, чтобы их удобно было загрузить в тигель высокочастотной печи. Вначале в печь загружают более крупные куски и расплавляют их, затем загружают более мелкую шихту и расплавляют ее. Если необходимо ввести в плавку стальной лом, то его предварительно подогревают и опускают в расплавленный чугун. Чугун нагревают до заданной температуры и добавляют предварительно подогретые ферросплавы и другие присадки.

Разливку металла из этих печей можно вести непосредственно в литейные формы или в разливочные ковши.

Угар элементов при плавке в высокочастотной печи следующий: до 5% C; до 10% Si; до 10% Mn. Общий угар металла не превышает 2—3%.

Плавка чугуна в электроплавильных печах на твердой завалке обходится примерно в 4 раза дороже ваграночной плавки.

§ 3. ПЛАВКА ЧУГУНА В ПЛАМЕННЫХ ПЕЧАХ

Для плавки чугуна применяются стационарные пламенные отражательные печи (фиг. 88), поворотные или наклоняющиеся печи типа «Мечта» (фиг. 89) и вращающиеся барабанные печи (фиг. 90).

Наиболее часто в практике литейного производства применяют печи емкостью 5—35 *т*.

Объем плавильного пространства пламенных печей на 1 *т* металлической завалки колеблется в пределах от 0,5 до 1,2 $м^3$. Площадь пода на 1 *т* жидкого чугуна 0,5—1,25 $м^2$; площадь пода зависит главным образом от глубины жидкой ванны.

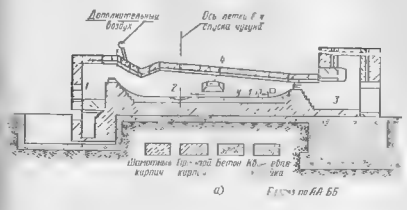
Глубина жидкой ванны в пламенных печах оказывает существенное влияние на ход плавки и качество выплавляемого чугуна. В печах с малой глубиной ванны чугун быстрее нагревается до заданной температуры, но зато происходит большее окисление элементов.

При глубоких жидких ваннах нагрев чугуна идет медленнее, но и окисление элементов будет меньшим.

Средняя глубина жидкой ванны колеблется в пределах от 125 до 350 *мм*, причем у выпускной летки она глубже на 75—180 *мм*. Наиболее часто применяемые пламенные печи имеют вытянутую форму длиной 5—10 *м* и шириной до 2 *м*.

Пламенные печи применяются в тех случаях, когда нужно получить значительное количество однородного чугуна по химическому составу и температуре, или в тех случаях, когда требуется получить особый состав чугуна, как, например, с низким содержанием углерода, с пониженным содержанием серы, с повышенным содержанием легирующих элементов или с повышенной температурой (1450—1500°).

Такие печи находят применение при производстве прокатных валков, изложниц, в производстве ковкого чугуна и ферросилиция.

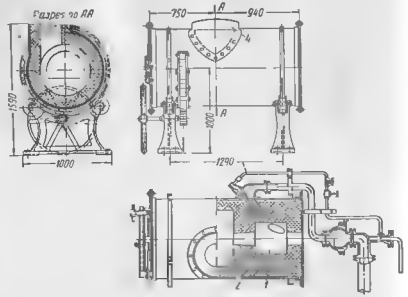


Фиг. 88. Пламенные отражательные печи для плавки чугуна: *а* — большая; *б* — малая

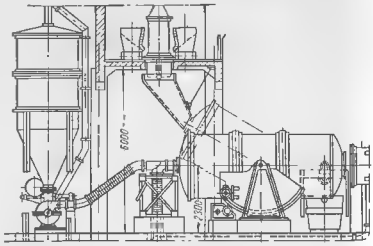
К недостаткам пламенных печей следует отнести их малый коэффициент полезного действия, периодичность плавки, малую производительность и повышенный угар элементов.

1. Подготовка к плавке и загрузка пламенных печей

После каждой плавки печи очищают от шлака, исправляют вредженные места, заменяют отдельные кирпичи и исправляют дину. После значительных исправлений печь подсушивается дровами. Загрузка пламенных печей производится различными способами. Печи малой емкости загружаются вручную через загрузочное окно. В печах со съемным сводом загрузка производится через



Фиг. 89. Поворотная печь «Мечта»



Фиг. 90. Вращающаяся барабанная печь.

од. Секции свода представляют собой специальную чугунную и стальную арматуру, в которой укреплен огнеупорный кирпич.

Загрузка вращающихся барабанных печей (фиг. 90) производится через окно в торцевой стенке барабана. Для загрузки печь останавливают наклонно и загружают материалы со специальной шихтовой площадки (фиг. 90). Форсунки для подачи топлива и дымоотводящие каналы могут во время подъема печи отходить в сторону. Таким образом, использование торцевых стенок барабана для подачи топлива, отвода отходящих газов и обслуживания печи дает возможность вращать ее во время плавки. Во вращающихся печах барабанного типа плавка идет быстрее, меньше расходуется топлива и лучше сохраняется огнеупорный материал.

При загрузке пламенных печей необходимо соблюдать определенную последовательность. Легкоплавкую и легковесную шихту грузят на под печи, ближе к «холодному» порогу. Тяжеловесную шихту и более тугоплавкие составляющие грузят ближе к горячему порогу. Укладывать шихту необходимо плотно, чтобы все шихтовые материалы загружались за один прием без последующей подгрузки. Горячо уплотненная шихта меньше окисляется.

При укладывании шихты для лучшего ее нагрева надо оставлять зазор между шихтой, стенками и сводом печи.

2. Пуск печи и плавление чугуна

Работу на печах со съемным сводом начинают с разогрева форкамеры. Если же печь уже находилась в работе и форкамера горяча, то топливо может воспламеняться без особого разогрева. В этом случае плавка начинается с пуска рабочих форсунок.

В пламенных печах воздух подается для распыливания топлива, образования горючей смеси и для полного дожигания топлива. На распыливание топлива идет 10—15% всего подаваемого в печь воздуха. Сжатый воздух для распыливания, в зависимости от конструкции форсунки, подается в большинстве случаев от заводской сети. Воздух, предназначаемый для полного сгорания топлива, подается от вентилятора под давлением 400—600 *мм* вод. ст.

Вначале в печи создают короткое пламя, которое быстро плавит шихту. Шихта начинает плавиться у свода печи, и металл каплями стекает вниз. Нижняя часть шихты в это время еще недостаточно прогрета и охлаждает капли чугуна. Плавильщик разрушает образующиеся сплавленные «козлы» и тем самым ускоряет расплавление чугуна. Наличие на поду крупных кусков затрудняет разламывание «козлов» и удлиняет период расплавления.

Шихтовые материалы расплавляются в печи постепенно, от горячего порога к холодному. В то время как у горячего порога все шихтовые материалы расплавятся, у холодного они еще остаются в твердом виде. Для ускоренного их расплавления можно применить два способа: 1) снять образовавшийся шлак и открыть горячим газам доступ к металлу; 2) погрузить нерастворившуюся часть шихты

в жидкий чугун под слой шлака. Чаще применяется второй способ, но нагрев металла при этом идет медленнее; первый способ дает повышенный угар элементов.

Когда металл полностью расплавится, его перемешивают и берут пробу для химического анализа. Шлак, образовавшийся после расплавления, снимают и наводят новый шлак из извести и песка.

3. Доводка чугуна по химическому составу и температуре

При ведении плавки чугуна в пламенных печах руководствуются тем, что примеси, которые при химическом взаимодействии выделяют тепло, должны удаляться из чугуна в начале плавки, когда чугун еще не перегрелся. К таким примесям относятся марганец и кремний, их избыток надо удалять в начале плавки, учитывая, что при высокой температуре их удаление будет представлять трудности. В конце плавки, когда надлежащая температура будет достигнута, эти элементы добавляются в чугун по расчету в виде ферросплавов.

Элементы, которые поглощают тепло, должны удаляться из металла при более высоких температурах. К таким элементам в чугуне относятся углерод и сера. Поэтому углерод во время плавки должен быть в избытке, так как его в конце плавки легче удалить из металла, чем вводить в металл.

Если проба показывает, что в чугуне содержится мало углерода, он может быть введен несколькими способами:

а) добавкой твердого литейного чугуна или зеркального марганцовистого;

б) добавкой жидкого ваграночного чугуна;

в) добавкой твердых науглероживающих веществ: древесного угля, кокса и др. Поверхность металла очищают от шлака, забрасывают углеродистые вещества и выдерживают металл определенное время; затем берется проба, по которой определяется степень науглероживания.

Чтобы избежать операции науглероживания, содержание углерода в процессе плавки должно быть несколько выше, чем требуется по окончательному анализу.

Для удаления избытка углерода в конце плавки освобождают зеркало ванны от шлака и открывают доступ печных газов к металлу. Избыток углерода при этом будет быстро окислен. Недостаток этого способа заключается в том, что трудно бывает определить, сколько времени металл должен соприкасаться с газами.

Можно также избыток углерода окислить добавкой железной руды или окалины. Руда и окалина даются по расчету в зависимости от того, сколько углерода надо окислить.

Печные газы, взаимодействуя со шлаком, будут окислять закись железа (FeO) до магнитной окиси (Fe_3O_4) по реакции:

$$3FeO + {}^1/_2O_2 \rightarrow Fe_3O_4.$$

Магнитная окись будет окислять железо

$$Fe + Fe_2O_3 \rightarrow 4FeO.$$

Закись железа (FeO), растворяясь в металле, будет в свою очередь окислять углерод по реакции

$$C + FeO \rightarrow CO + Fe.$$

При излишней добавке руды в печь можно занизить содержание углерода, и исправление плавки усложнится тем, что вновь придется науглероживать чугун.

При получении заданного химического состава, который определяется экспресс-анализом, и достижении заданной температуры чугуна плавка в пламенных печах заканчивается.

Перед выпуском чугуна из печи шлак снимают с поверхности металла, так как выпускать его через летку трудно.

Угар элементов в пламенных печах составляет: до 40% Mn, до 20% Si; до 20% C.

Коэффициент полезного действия стационарных и поворотных пламенных печей колеблется в пределах 7,5—11,5%. Объясняется это тем, что с отходящими газами уходит до 70% всего тепла. Несколько выше к. п. д. вращающихся барабанных печей (20—25%).

Использование отходящих газов для подогрева воздуха повышает к. п. д. пламенных печей.

Продолжительность плавки в стационарных печах зависит от их емкости:

Емкость печи в *т*	5—7	15—18	25—30
Продолжительность плавки в час	4—5	5—7	7—12

Технико-экономические показатели при плавке чугуна в пламенных отражательных печах значительно ниже, чем при плавке в вагранке. Поэтому пламенные печи во многих случаях целесообразно заменять вагранками или применять пламенные печи в комплексе с вагранкой.

§ 4. ПЛАВКА ЧУГУНА В ТИГЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ

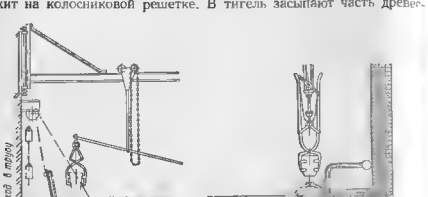
Плавка чугуна в тигельных печах в настоящее время применяется редко. Во многих случаях ее заменяют плавкой в электродуговых высокочастотных индукционных или электродуговых печах. Плавка может производиться в коксовых (фиг. 91, *а*) или фтиных (фиг. 91, *б*) стационарных тигельных печах с выемным тиглем. Тигли можно применять графитовые и шамотовые.

В большинстве случаев применяют графитовые тигли. Емкость тиглей не превышает 300 *кг* жидкого чугуна. Обычно пользуются

тиглями емкостью до 100 *кг*. Объясняется это тем, что тигли большой емкости часто лопаются при вытаскивании их из печи.

Графитовый тигель перед плавкой длительное время просушивают и прокаливают. Плохо подготовленные тигли при нагревании дают трещины.

В коксовых печах тигель устанавливают на подставку, которая лежит на колосниковой решетке. В тигель засыпают часть древес-



Фиг. 91. Стационарные тигельные печи.

ного угля и загружают навеску шихты. Шихта по габаритам должна подбираться так, чтобы она вмещалась в тигель за один прием. Укладывать шихту плотно в тигле нельзя, так как при расширении она может разорвать тигель. Сверху тигель закрывают графитовой крышкой, в которой имеется отверстие диаметром 20—25 *мм* для наблюдения за расплавляемым металлом. На колосниковую решетку вокруг тигля укладывают дрова, а сверху засыпают кокс. Слой кокса над тиглем должен быть 300—350 *мм*. Этот кокс постепенно опускается и занимает место выгоревших дров.

Зажигают дрова снизу, через колосниковую решетку, раскаленным ломиком или факелом. Расход кокса составляет до 100% к весу выплавляемого металла.

Когда чугун расплавится и нагреется до нужной температуры, можно в тигель вводить добавки. Для этого крышку снимают, отводят в сторону и вводят клещами добавки, которые перед введением в тигель нужно хорошо нагреть. После введения необходимых добавок крышку тигля закрывают и дают выдержку для того, чтобы введенные добавки расплавились и температура чугуна выравнялась.

Для вытаскивания тигля из печи снимают крышку, расталкивают кокс, снимают графитовую крышку тигля, захватывают тигель при помощи приспособления, вытаскивают и ставят на носилки.

Далее тигель подхватывают специальным ухватом и переносят к месту заливки.

Плавка в нефтяных тигельных печах отличается тем, что горн тигель нагреваются перед плавкой до температуры 800—900°.

При плавке в нефтяных тигельных печах легко можно регулировать горение топлива и температуру нагрева.

§ 5. ПЛАВКА ЧУГУНА В ДВУХ ПЛАВИЛЬНЫХ ПЕЧАХ

При плавке чугуна в двух печах (дуплекс-процесс) расплавленный в вагранке чугун переливается в электроплавильную или пламенную печь, в которой он доводится до заданной температуры и химического состава. Металл переливается из вагранки по желобу, соединяющему вагранку с электрической или пламенной печью, или же из вагранки чугун выпускают в ковш, затем сливают его в плавильные печи.

Процессы плавки чугуна в двух плавильных печах могут быть непрерывными и периодическими.

В периодическом процессе плавки электроплавильные печи наполняются чугуном. Чугун в печи перегревают, вводят необходимые добавки и разливают в формы. После выпуска всего металла печь снова заполняют жидким чугуном и повторяют все операции.

Такой процесс плавки целесообразно применять, если из чугуна необходимо удалять вредные примеси, как, например, серу. Печь в этом случае имеет основную футеровку. На поверхность залитого чугуна забрасывают флюсы для образования карбидного шлака: известь, плавиковый шпат и электродный бой. Выдержка чугуна под карбидным шлаком приводит к уменьшению серы в чугуне. При выдержке чугуна в печи в течение 30 мин. содержание серы с 0,156% понижается до 0,079%; при выдержке в течение 50 мин. содержание серы понижается до 0,031%.

Рафинирование чугуна в основных электроплавильных печах невыгодно, так как это увеличивает продолжительность плавки на 30—40 мин., расход энергии на 30—50 *квт-час/т*, а также расход электродов по сравнению с плавкой в печах с кислой футеровкой. Поэтому в литейном производстве применяют электроплавильные печи с кислой огнеупорной футеровкой.

При непрерывном процессе плавки из печи выливают только $^1/_{10}$ часть готового металла, а в печь из вагранки заливают такую же порцию чугуна.

Непрерывные процессы плавки применяются для перегрева и доводки ковкого и серого чугуна.

Состав чугуна при нагревании его в электроплавильной печи изменяется мало, так как элементы почти не угорают. Предохранению металла от угара способствует шлак, под которым ведется нагрев чугуна. Состав шлака применяется различный, в зависимости от выплавляемого чугуна. При плавке ковкого чугуна шлак состоит из (в %): 60—70 SiO_2; 8—10 CaO; 1 MgO; 5—7 MnO; 10—20 (FeO + + Fe_2O_3); 2—7 Al_2O_3; при плавке серого чугуна: 60SiO_2; 3 CaO; 2MgO; 10MnO; 15—18 (FeO + Fe_2O_3); 10 Al_2O_3.

Наводка шлаков в кислых печах производится добавкой в печь кварцевого песка, формовочной земли и извести. Шлак во время плавки постепенно накапливается, поэтому его периодически удаляют.

Чугун из вагранки заливают в электропечь с температурой 1300—1400°, а выдают из печи с температурой 1450—1500°.

Химический состав жидкого чугуна из вагранки надо получать с таким расчетом, чтобы не вести удаления примесей, а, наоборот, небольшое количество недостающих примесей добавлять к чугуну.

Для примера приводятся составы серого и ковкого чугуна, выпускаемого из вагранки, и состав этого чугуна, выпускаемого из электроплавильной печи (табл. 61):

Таблица 61

Чугун	Содержание в %					
	C	Si	Mn	P	S	Cr
Серый:						
из вагранки	3,3—3,4	2,0—2,1	0,5—0,6	0,2—0,3	0,08—0,09	0,2—0,25
из электропечи	3,2—3,3	2,3—2,4	0,7—0,8	0,2—0,3	0,08—0,09	0,2—0,25
Ковкий:						
из вагранки	2,2—2,4	1,2—1,4	0,3—0,4	0,1—0,12	0,1	0,05—0,07
из электропечи	2,2—2,4	1,4—1,6	0,3—0,4	0,1—0,12	0,1	0,05—0,07

Из таблицы видно, что увеличивается содержание кремния или марганца. Другие элементы остаются без изменения. В отдельных случаях для получения пониженного содержания углерода в сером чугуне практикуют добавку к жидкому чугуну стального лома.

Добавка модификаторов может производиться как в электроплавильную печь, так и в ковш при выпуске чугуна из печи. Электропечи в последнее время используются не только для получения серого и ковкого чугуна, но и для высокопрочного магниевого чугуна.

Модифицирование чугуна в электроплавильной печи дает возможность получить готовый чугун для заливки с температурой 1400—1420° и выше.

Практика показала, что при температуре 1250—1300° модифицированный магниевый чугун можно выдерживать в жидком состоянии до 40—60 мин., и он сохраняет при этом шаровидную форму графита.

Для предохранения магния от выгорания заливку целесообразно производить из стопорных ковшей, а сверху металл закрывать кислым шлаком.

При дуплекс-процессе вагранка — пламенная печь чугун, расплавленный в вагранке, поступает в пламенную печь, где металл перегревают и доводят до заданного химического состава.

Так, например, из вагранки чугун поступает в печь следующего состава (в %): 3,2—3,4 C; 1,05—1,2 Si; 0,4—0,5 Mn; 0,10 S; 0,15 P; из пламенной же печи получается чугун состава (в %): 2,35—2,63 C; 1,00—1,15 Si; 0,3—0,4 Mn; 0,10 S; и 0,15 P.

Угар элементов, как видно из приведенных данных, составляет: 10—25% углерода; 10—15% марганца.

В связи с тем, что в пламенных печах легко можно понизить содержание углерода в чугуне, особых требований к ваграночному чугуну не предъявляется.

При производстве ковкого чугуна чугун из вагранки поступает в пламенную печь с температурой 1300—1350°, а выдается с температурой до 1500°. Пламенные плавильные печи, работающие на жидкой завалке, по конструкции отличаются от пламенных печей, работающих на твердой завалке, тем, что свод в первых печах делается ниже. При производстве крупных деталей — валков, изложниц и др. — плавка носит периодический характер, а в производстве ковкого чугуна применяют непрерывный процесс плавки.

Кроме электроплавильных и пламенных печей в комбинации с вагранкой применяют малые конвертеры с боковым дутьем. При этом для продувки чугуна используют воздух и кислород. Малые конвертеры используются главным образом для получения низкоуглеродистого чугуна состава (в %): 2,0—2,8 C; 1,5—2,2 Si; 0,8—1,2 Mn, до 0,4 P и до 0,12 S.

При продувке чугуна воздухом количество углерода в чугуне может примерно регулироваться временем продувки; после продувки в течение 3—5 мин. содержание углерода составляет 2,8—2,4%, а через 5—8 мин. доходит до 2,4—2,0%.

Расчет необходимого количества кислорода ведется по химическим реакциям из расчета усвоения кислорода на 85%, угара железа 6%, содержания кремния в ванне 0,5—0,8% и марганца 0,3—0,4%. Примерный расход кислорода для получения низкоуглеродистого чугуна с содержанием 2,3—2,5% C составляет около 3,5—4,0 $м^3$ на 100 кг жидкого чугуна.

Чугун из вагранки заливается в конвертер с температурой 1300—1380°. После продувки полученный низкоуглеродистый чугун подвергается модифицированию в ковше.

Низкоуглеродистый серый чугун после продувки кислородом или воздухом и без модифицирования может иметь повышенные механические свойства с пределом прочности при растяжении до 35—45 *кг/мм*².

Процесс продувки чугуна в конвертере мало чем отличается от продувки чугуна кислородом в копильниках или ковшах, поэтому указанные ранее закономерности, относящиеся к процессу продувки в копильнике, приложимы и к малому конвертеру

§ 6. КОНТРОЛЬ ПЛАВКИ ЧУГУНА

Температура жидкого чугуна измеряется термопарами погружения с защитными наконечниками из кварца, графита и др. или оптическими пирометрами.

Количество подаваемого в вагранку дутья измеряется различными способами — с помощью диафрагмы, насадки и трубок Пито. В отдельных случаях для подачи постоянного количества воздуха в вагранку устанавливают специальные весы.

Анализ ваграночных и печных газов производится при помощи аппаратов Орса или автоматическими самопишущими газоанализаторами.

Упругость дутья измеряется обычным манометром в виде U-образной трубки или самопишущими пружинными манометрами.

Большое внимание при плавке чугунов уделяется контролю выплавляемых чугунов по технологическим пробам на жидкотекучесть и излом. Наибольшее распространение находят пробы в виде клина простого и ступенчатого, брусков различной формы и сечений, болванки различного сечения и специальные пробы.

Технологические пробы на излом обычно сравниваются с эталонными пробами.

Состав чугуна контролируется химическим экспресс-анализом. Кроме того, широко применяется спектрографический и другие методы ускоренного анализа с применением радиоактивных изотопов.

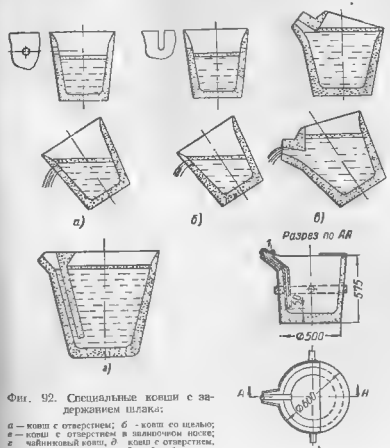
Шлаки проверяются на жидкотекучесть при помощи вискозиметра.

В последнее время для контроля уровня металла и шлака в вагранке и копильнике применяются радиоактивные изотопы. Кроме того, изотопы могут применяться для контроля степени разгара футеровки вагранки для определения скорости диффузии отдельных компонентов как в чугуне, так и в шлаке, для определения скорости движения плавильных материалов в вагранке и для многих других целей.

Разливка чугуна

Разливка чугуна в литейные формы производится при помощи литейных ковшей. Ковши в зависимости от их емкости изготовляются из листовой стали и внутри обмазываются или выкладываются огнеупорными материалами. Перед употреблением ковши высушиваются в специальных сушильных шкафах и перед разливкой нагреваются.

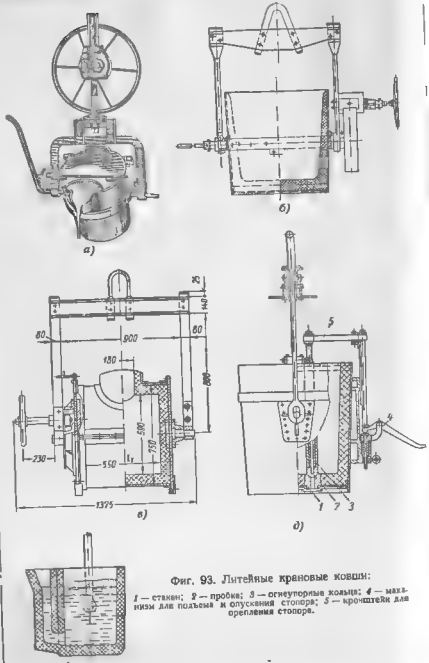
Разливка чугуна производится ручными и крановыми ковшами в основном через край ковша, поэтому большое внимание во время



Фиг. 92. Специальные ковши с задержанием шлака:

а — ковши с отверстием; *б* - ковши со щелью; *в* — ковши с отверстием в заливочном носке; *г* — чайниковый ковш; *д* — ковш с отверстием, изготовленным из шамотной трубки; *1* — порог для задержания шлака.

заливки обращают на задержание шлаков при помощи скимлаки ли применяют разливочные ковши, в которых предусмотрено стройство для задерживания шлаков. На фиг. 92 показаны конструкции ручных ковшей, в которых предусмотрено устройство для здержания шлаков. С применением специальных ковшей значительно снижается брак по шлаковым раковинам. Жидкие шлаки ковше сгущают песком, известью или другими флюсующими веществами. После сгущения шлак образует твердую корку, которая е увлекается жидким металлом в форму.



Фиг. 93. Литейные крановые ковши:
1 — стакан; *2* — пробка; *3* — огнеупорные кольца; *4* — механизм для подъема и опускания стопора; *5* — кронштейн для крепления стопора.

Разливочные ковши емкостью выше 60—80 *кг* металла подаются помощью монорельса или крана.

Крановые ковши имеют несколько конструкций (фиг. 93).

Для заливки с монорельса применяются ковши *а* (фиг. 93) с механизмом для подъема и опускания ковша во время заливки. Заливщик при помощи этого механизма может регулировать высоту ковша над литейной формой. На фиг. 93, *б* показан обычный крановый разливочный ковш. Поворот ковша во время заливки производится при помощи поворотного механизма.

В целях сохранения тепла, особенно при перевозке жидкого металла на значительное расстояние, применяют крановые ковши барабанного типа (фиг. 93, *в*). Ковш во время заливки поворачивается при помощи механизма. Наполнение барабанного ковша и разливка металла ведутся через горловину ковша.

В целях лучшего задержания шлака применяют специальные майниковые ковши (фиг. 93, *г*). Для разливки чугуна, обработанного магнием, применяют в отдельных случаях стопорные ковши (фиг. 93, *д*).

ГЛАВА III

ПЛАВКА СТАЛИ

При выплавке стали происходят сложные химические и физические процессы между металлом, шлаком и газом, которые оказывают существенное влияние на качество отливок.

Выплавка стали для фасонного литья в основном производится в малых конвертерах, в мартеновских и в электрических печах. Кроме того, имеются еще и другие комбинированные способы, которые пока не получили широкого распространения.

Малые конвертеры применяются преимущественно при производстве мелких отливок. Мартеновские печи дают возможность получать средние и крупные отливки.

Электроплавильные печи применяются для производства мелких и средних и в отдельных случаях для крупных более ответственных фасонных деталей.

§ 1. ПЛАВКА СТАЛИ В МАЛОМ КОНВЕРТЕРЕ С БОКОВЫМ ДУТЬЕМ

Плавка стали в малых конвертерах является комбинированным методом плавки металла, так как вначале металл расплавляют в вагранке, затем переливают в малый конвертер, окисляют примеси, находящиеся в металле, и получают сталь. В результате окисления примесей температура металла повышается за счет тепла химических реакций.

Каждый процент окисленной примеси выделяет определенное количество тепла, в результате чего общая температура металла повышается. Так, окисление 1% примесей чугуна дает приблизительно следующее повышение температуры ванны: Si на 150—180°; Mn на 40—45°; C при сгорании в CO — на 15—25°; при сгорании в CO_2 — на 100—150°. В балансе образующегося тепла учитываются также реакции окисления железа.

Поэтому для получения достаточно горячей и жидкотекучей стали при продувке ее воздухом или кислородом требуется чугун определенного химического состава. Если же этих примесей оказывается недостаточно для нагрева металла, то их добавляют в металл по ходу плавки.

Продувать чугун при получении стали в малых конвертерах можно воздухом или кислородом.

1. Устройство и футеровка малого конвертера

Для продувки чугуна воздухом при получении стали применяют малые конвертеры емкостью 1—5 *т*. Наибольшее распространение в литейном производстве получили конвертеры емкостью 1,5—2,5 *т*.

По конструкции конвертерные установки делятся на стационарные, когда ремонт и сушка конвертера производятся на месте, и съемные, когда конвертер снимают и перевозят в мастерскую для ремонта и сушки, а на его место устанавливают другой конвертер. В этом отношении съемные конвертеры имеют преимущество перед стационарными, так как они дают возможность вести плавку непрерывно и лучше использовать оборудование.

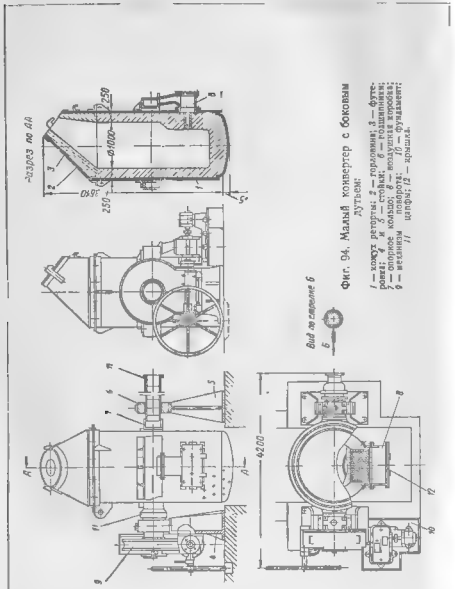
В конвертерах большое значение имеет отношение высоты (см. фиг. 94) к внутреннему диаметру; оно обычно равняется 3,3—3,4. Отношение внутреннего диаметра конвертера к диаметру горловины составляет 8 : 10. Уклон горловины равен 30°. Этот уклон дает возможность заливать металл при горизонтальном положении конвертера и не заливать при этом воздуходувных отверстий.

Кожух конвертера состоит из двух частей: нижней цилиндрической *1* (фиг. 94) и верхней конусообразной *2*, называемой горловиной. Внутри конвертер облицован огнеупорным кирпичом или огнеупорной массой. Между стеной кожуха и футеровкой имеется температурный зазор (15—20 *мм*), засыпанный сухим песком.

Часть облицовки, располагающаяся ближе к кожуху, выполняется из шамотных кирпичей, а внутренние ряды выкладываются из динасовых кирпичей. Применяемая связка составляется из 20—5% огнеупорной глины и 75—80% кварцевого песка. Толщина связки между кирпичами должна быть не более 2 *мм*. Воздуходувные отверстия выполняются в специальном огнеупорном кирпиче, который устанавливается в конвертере при изготовлении футеровки.

Сушка огнеупорной футеровки должна производиться по особому режиму. Вначале производится медленная сушка в течение 20—30 час., а затем быстрая с подъемом температуры до 1100° в течение 8—10 час. Стойкость футеровки 40—70 плавок.

Для футеровки конвертера можно также применять набивную массу. Для этой цели необходимо иметь специальные шаблоны. Набивная масса приготовляется из кварцевого песка марки К 50/100 (80—85) и огнеупорной глины (15—20% по объему). Сухой песок с порошкообразную глину перемешивают в бегунах и увлажняют влажности 8—9%. Готовая смесь должна иметь предел прочности при сжатии 0,55—0,65 *кг/см*². Смесь перед употреблением должна леживаться в течение 10—15 час. Горловина и нижняя часть конвертера набиваются отдельно. Футеровка цилиндрической части нвертера отличается от футеровки горловины тем, что в цилиндрической части делают температурный шов и укладывают один ряд амотных кирпичей.

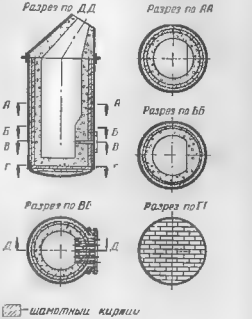


Фиг. 94. Малый конвертер с боковым дутьем:
1 — кожух реторты; 2 — горловина; 3 — футеровка; 4 — стойки; 5 — подшипники; 6 — цапфы; 7 — опорное кольцо; 8 — шестерня; 9 — венцовая шестерня поворота; 10 — фундамент; 11 — цапфы; 12 — крышка.

Футеровка производится в следующем порядке. На дно конвертера засыпается сухой песок слоем 25—30 *мм*, на который укладывается шамотный кирпич на плашку. Боковые стенки выкладываются шамотным кирпичом на ребро с зазором между кожухом и кладкой, равным 25—30 *мм*. Зазор засыпается сухим песком. После кладки кирпичей на дно засыпается набивная масса слоем около 200 *мм*. Затем устанавливаются фурменные отверстия — огнеупорные трубки диаметром 30 *мм* и продолжается набивка.

Перед установкой горловины на место соединения накладывается слой огнеупорной глины толщиной 5—8 *мм*. Верхняя часть горловины прикрепляется к цилиндрической при помощи клиновых запоров.

На фиг. 95 показана схема огнеупорной футеровки конвертера с применением набивной массы. Стойкость набивной футеровки составляет 45—80 плавок.



Фиг. 95. Схема устройства набивной футеровки.

2. Температура и химический состав чугуна

Температура жидкого чугуна, заливаемого в конвертер, оказывает влияние на ход плавки. Чем горячее чугун, тем больше он вносит тепла в конвертер и тем меньше потребуется тепла для перегрева стали.

Практика показывает, что значительное ускорение хода плавки достигается, когда чугун нагрет до температуры 1400—1450°. Получение столь высокой температуры чугуна в вагранке связано с рядом трудностей и большим расходом топлива. Средняя температура заливаемого чугуна для продувки в конвертере колеблется в пределах 1280—1380°. В практике производства стали в малых конвертерах высокая температура чугуна требуется в тех случаях, когда удаляют серу в ковшах при помощи различных содовых смесей, так как в этом случае температура чугуна снижается на 80—100°. Если удаление серы из чугуна производится присадками магния или его лигатурами, то полнее сера удаляется при пониженной температуре чугуна. Химический состав чугуна для продувки в конвертерах с воздушным дутье следующий (в %): 2,8—3,5 C; 0,9—2,2 Si; 0,7—1,0 Mn; не более 0,05—0,07 P и не более 0,05—0,06 S.

Из всех элементов, содержащихся в чугуне, главную роль в тепловом отношении играют углерод и кремний, за счет которых при окислении выделяется большое количество тепла.

Тепловой эффект главных реакций конвертерного процесса:

Реакция	Тепловой эффект на 1 г-мол. в кал (ΔH)	Реакция	Тепловой эффект на 1 г-мол. в кал (ΔH)
$Fe + \frac{1}{2} O_2 = FeO$	-66 713	$C + O_2 = CO_2$	-97 650
$Si + O_2 = SiO_2$	-196 420	$C + FeO = Fe + CO$	+37 930
$Si + 2FeO = 2Fe + SiO_2$	-79 000	$CO + \frac{1}{2} O_2 = CO_2$	-67 630
$Mn + \frac{1}{2} O_2 = MnO$	-90 760	$FeO + SiO_2 = FeSiO_3$	5 900
$Mn + FeO = Fe + MnO$	32 000	$2FeO + SiO_2 = Fe_2SiO_4$	-11 300
$C + \frac{1}{2} O_2 = CO$	-29 430	$MnO + SiO_2 = MnSiO_3$	-1 500

Особенно высокие требования предъявляются к содержанию фосфора, которого в исходном чугуне должно быть меньше, чем в стали, так как количество его увеличивается на 15—17% за счет угара других элементов.

Первые колоши выплавляемого чугуна в вагранке должны содержать больше примесей, чем колоши при установившемся режиме плавки. Кроме того, необходимо учитывать и температуру нагрева самого конвертера. Для начальных двух-трех плавок содержание примесей (Mn и Si) должно быть больше, чем для последующих.

Шихта составляется из стального лома в количестве 40—60% и чушкового малофосфористого чугуна марки Б-1 в количестве 40—60%. При отсутствии чугуна марки Б-1 используют предельные высококачественные чугуны марок М1 и М2 следующего состава (в %): 1,1—1,75 Si; 1,5—2 Mn; 0,036—0,045 P и 0,02 S.

В отдельных случаях для получения минимального содержания фосфора в чугуне плавку в вагранке производят на одном стальномломе с добавкой ферросилиция и ферромарганца.

При расчете шихты необходимо учитывать угар элементов при плавке в вагранке в следующих пределах (в %): 10—25 Si; 20—30 Mn и пригар 15—20 C; 15—80 P и 60—150 S.

Пригар фосфора получается за счет кокса и флюсов. В литейном коксе содержится 0,01—0,1% фосфора. Поэтому для получения малофосфористого чугуна необходимо подбирать малофосфористый кокс с содержанием 0,009% P. Флюсы (известняк и другие материалы) также могут содержать фосфор, поэтому и кокс и флюсы до плавки следует подвергать анализу.

Для получения малофосфористого чугуна применяют плавку в вагранке с основной футеровкой.

В случае повышенного содержания серы в чугуне последняя далется в ковше присадками соды и извести.

3. Подготовка конвертера к плавке

Малый конвертер при работе на воздушном дутье перед началом плавки нужно разогреть до температуры 1000—1100°. Разогрев конвертера производят коксом или форсунками, работающими на жидком или газообразном топливе.

После разогрева конвертер очищают, осматривают и заливают в него чугун. Если между плавками необходим перерыв, то конвертер поворачивают вниз горловиной и в таком состоянии оставляют до следующей плавки.

Если предполагается, что перерыв будет продолжительным, то конвертер поворачивают в горизонтальное положение, замазывают глиной фурмы, засыпают кокс и горловину прикрывают железным листом. В таком виде конвертер может оставаться подогретым до начала другой смены.

После среднего ремонта (при котором конвертер охлаждают, снимают с него горловину и заменяют внутренний слой кирпичей) конвертер собирают, горловину устанавливают на слой глины и затягивают клиньями.

Разогрев работавшего сухого ошлакованного конвертера продолжается 2—4 часа.

Подготовка конвертера после каждой плавки состоит в том, что очищают шлак и металл со стенок конвертера, заправляют горловину, обмазывают ее, проверяют фурменные отверстия и, если требуется, прочищают их ломиком.

4. Плавка стали в конвертере на воздушном дутье

Воздух в конвертере подается от специальных воздуходувок под давлением 0,2—0,4 *ат*. Количество подаваемого воздуха зависит от химического состава чугуна, т. е. от количества примесей, которые необходимо окислить, и колеблется по данным различных авторов в пределах 720—800 $м^3$ на 1 *т* металла.

Определение расхода кислорода или воздуха по химическим реакциям окисления дает более низкую цифру расхода воздуха — 300—350 $м^3$ на 1 *т* чугуна. Отдельными авторами даются графики для определения количества воздуха в зависимости от количества кремния, которое содержится в исходном чугуне и добавляется в ходу плавки в конвертер (фиг. 96).

Воздуходувки с учетом потерь воздуха в воздухопроводе должны развивать подачу воздуха в конвертер емкостью 1,5 *т* до 100 $м^3/мин$ и емкостью 2,5 *т* — до 100 $м^3/мин$

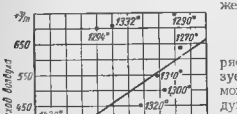
Конвертер для продувки устанавливают под углом 18—20° к вертикальной оси. При таком положении конвертера поток воздуха будет направлен на поверхность металла.

Воздух, соприкасаясь с поверхностью металла, окисляет главным образом железо:

$$4Fe + 3O_2 \rightarrow Fe_2O_3;$$

окись железа, соприкасаясь с железом, может образовывать закись железа (FeO):

$$Fe + Fe_2O_3 \rightarrow 3FeO.$$



Фиг. 96. Зависимость расхода воздуха на 1 *т* чугуна от содержания в нем кремния, включая и кремний, добавленный в плавку ферросилицием.

Закись железа частично растворяется в металле, а частично образует шлак. Окисление примесей может идти за счет кислорода воздуха и за счет растворяющейся закиси железа. Течение реакций зависит от температурных условий, которые создаются в металле. В начальной стадии продувки, когда чугун еще недостаточно нагрет, идут реакции, выделяющие тепло:

$$Si + 2FeO \rightarrow SiO_2 + 2Fe;$$

$$Mn + FeO \rightarrow MnO + Fe.$$

Поэтому в первый период кремний и марганец более интенсивно окисляются. По мере нагревания металла за счет окисления кремния и марганца начинает окисляться углерод. Если в конвертер залить сильно перегретый чугун, то углерод может окисляться в начальный период продувки.

По мере окисления примесей на поверхности металла образуется шлак из закиси железа, закиси марганца и кремнезема. Этот шлак все время находится в струе воздуха и подвергается окислению. Закись железа в шлаке может окисляться до магнитной окиси:

$$6FeO + O_2 \rightarrow 2Fe_3O_4.$$

Образующаяся магнитная окись окисляет железо до закиси железа:

$$Fe + Fe_3O_4 \rightarrow 4FeO.$$

В начальный период растворение закиси железа в металле идет медленно вследствие того, что металл слабо перемешивается. Но когда он нагреется и начнется интенсивное выгорание углерода, перемешивание металла усиливается за счет выделяющихся пузырьков окиси углерода.

Окисление углерода успешно идет при более высоких температурах, так как эта реакция проходит с поглощением тепла:

$$FeO + C = Fe + CO.$$

Выделяющаяся окись углерода догорает по реакции

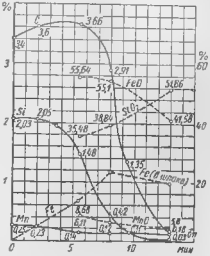
$$2CO + O_2 \rightarrow 2CO_2.$$

Выделяющееся при этом тепло нагревает конвертер.

Реакция окисления углерода сопровождается выделением из горловины конвертера пламени. При невысоком содержании кремния и высоком перегреве чугуна наблюдается всего один подъем пламени.

При продувке чугуна нормального состава и температуры наблюдаются два подъема пламени. Заливка в конвертер недостаточно горячего чугуна дает до трех и более подъемов пламени.

Когда реакция окисления углерода замедляется, пламя спадает и начинается усиленная реакция окисления железа и кремния. Если кремния в чугуне мало, то усиленно будет окисляться железо и выплетать из горловины в виде бурых паров. Металл в этом случае будет сильно окисляться. Чтобы поднять температуру, уменьшить окисление железа и возбудить реакцию окисления углерода, в конвертер забрасывают ферросилиций или ферромарганец.



Фиг. 97. График окисления примесей при продувке металла воздухом в малом конвертере: сплошная линия — исходный чугун; штриховая — готовая сталь.

График изменения состава металла и шлака при продувке металла воздухом показана фиг. 97.

Содержание закиси железа к концу плавки уменьшается, в отдельные периоды и особенно в начальном периоде при «холодном» чугуне ее содержание в шлаке может достигать 70%. Количество железа в шлаке по мере продувки металла увеличивается и достигает примерно к середине плавки максимальной величины, а затем снижается.

В процессе продувки чугуна в малом конвертере могут быть отклонения от нормального хода плавки, которые соответствующими мероприятиями должны быстро устраняться. К числу таких отклонений относятся следующие.

1. Плавка не зажигается. Причиной этого могут быть «холодный» чугун, на поверхности которого образовалась твердая корка, или застывший на поверхности металла ваграночный шлак. Твердая корка на поверхности металла не дает возможности воздуху соприкасаться с металлом. Для восстановления плавки необходимо конвертер наклонить и снять образовавшуюся корку. В металл для разогрева необходимо забросить 45%-ный ферросилиций. Продувку желательно вести, погрузив фурмы на 5—6 *см* в металл. Наклон конвертера нужно делать быстро и осторожно, чтобы не зашлаковать фурм. Если фурмы зашлаковались, то в воздухопроводящей системе поднимается давление. В этом случае наклоняют конвертер в такое положение, чтобы фурмы были выше металла, открывают крышку воздушной коробки и прочищают их ломиком.

В тех случаях, когда фурмы нельзя очистить ломиком, их прожигают кислородом. После очистки фурм крышку закрывают и плавку продолжают.

2. «Холодный» ход плавки; окисление затягивается или во время плавки периодами вылетает бурый дым, выбрасывая металл, и т. п. Причиной этих явлений может быть «холодный» чугун (1200—1250°) или низкое содержание кремния (менее 1%) или «холодный» конвертер. Для следующих плавок нужно поднять температуру чугуна из вагранки и изменить его состав. Для исправления данной плавки следует забросить в конвертер 10—15 *кг* ферросилиция.

Горячий ход плавки может быть в тех случаях, когда залит в конвертер сильно перегретый чугун с температурой выше 1400° и в нем содержится слишком много кремния (более 2%). В этом случае окисление кремния и марганца в начальный период задерживается и начинается сразу второй период окисления углерода.

В процессе горячей плавки трудно бывает удалять кремний и марганец. Для снижения температуры металла в конвертер забрасывают куски металла (литники, прибыли, обрезки стального лома). При большом содержании кремния в чугуне может образоваться густой шлак за счет повышенного количества SiO_2.

Густые шлаки дают выбросы металла, вылетающего с резким шумом. В этом случае конвертер наклоняют немного вперед и уменьшают упругость дутья.

Переокисленный металл получается в тех случаях, когда продувка продолжалась после выгорания всех примесей. Такая плавка исправляется снятием окисленного шлака с поверхности металла, добавкой в него новой порции ферросилиция и последующей продувкой. Ферросилиций дается в металл для повышения температуры.

Низкая температура готовой стали получается в большинстве случаев благодаря «холодному» ходу плавки. «Холодная» плавка разогревается путем добавки в нее ферросилиция и последующей продувки.

Кроме отклонений и неполадок чисто металлургического порядка могут возникнуть неполадки вследствие прогара фурм и футеровки, прекращения дутья, выхода из строя поворотного механизма и др. При прогаре фурм конвертер необходимо поднять, наклонив его вперед, и довести плавку до конца. Закончив плавку, необходимо исправить фурмы.

При прогаре футеровки конвертер наклоняют и прогоревшее место замазывают глиной; плавку доводят до конца на пониженном дутьем режиме.

Прекращение дутья может быть кратковременным или длительным. Если перерыв в подаче дутья составит 25—30 мин., конвертер поворачивают на 90°, забрасывают на шлак древесный уголь и закрывают горловину железной заслонкой. Перед пуском конвертера в работу в металл забрасывают 10—15 *кг* 45%-ного ферросилиция. Если перерыв в подаче дутья будет более 30—40 мин., то металл из конвертера необходимо слить.

Плавка стали в малом конвертере ведется двумя способами. По первому способу все примеси, находящиеся в чугуне, окисляются полностью, затем необходимое по расчету количество примесей вводится в сталь. Этот способ применяется для получения стали с низким содержанием углерода. Примерный состав стали (в %): 0,15—0,25 C, 0,2—0,35 Si; 0,5—0,8 Mn; 0,05—0,06 S; 0,07—0,08 P.

Вводить большое количество присадок в твердом виде в жидкую сталь нельзя, так как на их растворение затрачивается тепло, в результате чего температура стали понижается. Чтобы меньше снижалась температура, твердые присадки вводят в сталь нагретыми.

Чтобы получить большее количество углерода или других легирующих элементов, присадки можно вводить в жидком виде. Для этого их расплавляют в тиглях, вагранках или электрических печах.

По второму способу заданный химический состав стали получают путем остановки плавки по достижении необходимого содержания углерода.

Из фиг. 97 видно, что содержание углерода начинает сильно уменьшаться после 5-минутной продувки, а по истечении 11 мин. оно достигает 0,3%. Измерение температуры стали осуществляется специальными термопарами погружения с защитными наконечниками.

5. Науглероживание и раскисление стали в малых конвертерах

Наибольшее распространение на заводах получило науглероживание высокопроцентным (60—80% Mn) ферромарганцем. Ферромарганец, содержащий до 7% C, подогревают и в количестве 1—2% забрасывают в конвертер. После ввода ферромарганца дается выдержка для его растворения и распределения по всему объему стали. Таким образом, одновременно с раскислением стали марганцем по реакции

$$FeO + Mn \rightarrow MnO + Fe;$$

идет науглероживание металла.

Частично раскисление идет и за счет углерода:

$$FeO + C \rightarrow CO + Fe.$$

После выдержки сталь выливают в ковш. Ферросилиций и алюминий для полного раскисления вводят в ковш. В отдельных случаях легкие раскислители в виде двойных и тройных сплавов (Al + Si) и (Al + Si + Mn) можно вводить непосредственно в конвертер при помощи штанги.

Низкопроцентные ферросплавы или чугун в твердом виде применяются для науглероживания низкоуглеродистых сталей 15 и 20Л. Для расплавления присадок пользуются различными печами или берут чугун непосредственно из вагранки.

Добавка присадок в жидком виде дает возможность получать в конвертере среднеуглеродистую сталь состава (в %): 0,4 -0,5 C, 0,5 -0,9 Mn, 0,17—0,37 Si; 0,07 S и 0,09 P.

При применении жидких присадок для науглероживания раскисление стали идет за счет углерода:

$$FeO + C \rightarrow Fe + CO.$$

Добавка жидкой присадки в перегретую или несколько перекисленную сталь вызывает бурную реакцию, которая сопровождается выбрасыванием металла. Поэтому вливание жидкой присадки производится тонкой струей, а при бурном течении реакции вливание производится с перерывами. После введения углерода производят дополнительно раскисление стали ферросилицием и алюминием.

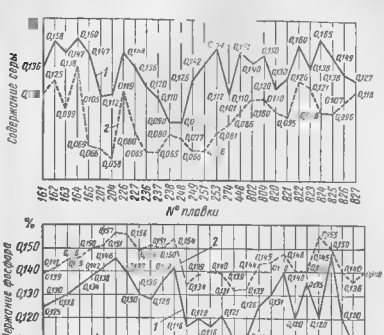
Добавка углерода в сталь путем введения ферросплавов и чугуна имеет следующий недостаток: вместе с углеродом в сталь неизбежно попадают и другие элементы. В отдельных случаях в производстве возникает необходимость получить углеродистую сталь с минимальным количеством других примесей. Этого можно достигнуть применением науглероживания твердыми карбюризаторами и получить сталь с содержанием углерода до 0,3—0,4%. Древесный уголь — сухой, прокаленный забрасывают на дно ковша перед заливкой стали, затем наполняют ковш сталью. Усвоение древесного угля устанавливается опытным путем. Раскисление в этом случае ведется в конвертере ферросилицием (0,5 -0,8%), а в ковше алюминием (0,025—0,1% от веса металла).

Наибольшим препятствием в распространении конвертерной стали в машиностроении является повышенное содержание фосфора. В условиях кислой конвертерной плавки удалить до значительных пределов фосфор бывает трудно по причине избытка кремнезема (SiO_2), который разрушает соединения фосфора. Однако количество вредных примесей — фосфора и серы — в конвертерной плавке изменяется.

На фиг. 98 показаны результаты опыта одного завода в виде сравнительных диграмм изменения содержания серы и фосфора в поступающем на продувку чугуне и готовой конвертерной стали.

из фиг. 98 видно, что количество серы уменьшается на 25%, а в отдельных плавках до 50%. Очевидно, сера удаляется в виде SO_2 при продувке и в виде Al_2S_3 при раскислении алюминием.

Содержание фосфора во всех плавках увеличивается, поэтому борьба за снижение фосфора в исходном чугуне является одной из главных задач, которая до сих пор не нашла удовлетворительного решения.



Фиг. 98. Диаграммы изменения содержания серы и фосфора в исходном чугуне и готовой стали.

Содержание фосфора в исходном чугуне можно понизить подбором чистых шихтовых материалов, плавкой в вагранках с основной утеровкой и обработкой шлаковыми смесями жидкого чугуна жидкой стали в ковшах.

Удаление фосфора из жидкого металла происходит в две стадии: окисление фосфора $P_2 + 5FeO \rightarrow P_2O_5 + FeO$ и связывание окисла O_5:

$$P_2O_5 + 4CaO \rightarrow (CaO)_4P_2O_5.$$

Реакция связывания фосфора представляется в следующем виде

$$2[P] + 5(FeO) + 4(CaO) = (CaO)_4P_2O_5 + 5Fe.$$

Удаление фосфора в ковшах может производиться жидкими и твердыми шлаковыми смесями.

Шлаковая смесь засыпается или заливается в ковш до наполнения его металлом. Заливку металла в ковш надо вести с большой высоты, чтобы струя металла лучше смешивалась со шлаком. После обработки шлак с поверхности удаляют. Фосфор легче удаляется из малокремнистого чугуна. Для удаления фосфора из чугуна используют смеси извести, окалины и плавикового шпата в количестве 40 *кг* на 1 *т* чугуна, кальцинированной соды 10 *кг*, окалины 10 *кг* на 1 *т* жидкого чугуна.

Применение шлаковых смесей дает возможность снизить в малокремнистом чугуне содержание фосфора на 30—40%. Но чугун, который идет на продувку в малые конвертеры, содержит большое количество кремния, поэтому эффективность этого способа незначительна.

Для удаления фосфора из жидкой конвертерной стали последняя должна быть хорошо нагрета. В ковш наливают или забрасывают шлаковую смесь из извести (50%), окалины (30%) и плавикового шпата (20%). Сталь сливают в ковш до ее раскисления. В результате взаимодействия шлака и металла количество фосфора понижается. В отдельных случаях для удаления фосфора применяются более сложные составы шлаков (в %): 6—9 SiO_2, 2—9 Al_2O_3; 44—53 CaO; 3—12 MgO; 4—8 MnO; 15—24 Fe_2O_3.

Шлаковые смеси дают возможность снизить содержание фосфора на 50%, но в практике фасонного стального литья этот способ мало применяется, так как температура стали снижается

Плавка стали в малом конвертере на воздушном дутье продолжается в течение 20—40 мин

§ 2. ПЛАВКА СТАЛИ В МАЛОМ КОНВЕРТЕРЕ НА КИСЛОРОДНОМ ДУТЬЕ.

Плавка стали в малых конвертерах на кислородном дутье дает хорошие результаты. Препятствием для широкого внедрения этого способа является недостаток дешевого кислорода и малая стойкость фурм.

1. Устройство конвертера для кислородного дутья

Малый конвертер для кислородного дутья отличается тем, что в нем вместо фурменной коробки и фурм для воздушного дутья устанавливается одна фурма для вдувания кислорода.

Фурма, подводящая кислород, быстро выгорает, так как при выходе из нее кислорода в металле развивается высокая температура и бурно идут реакции. Поэтому их изготовляют из высокоогнеупорных материалов. Кроме того, предусматривается возможность их быстрой замены. Кислород в конвертере подводится при помощи

медной трубки, соединяющейся с кислородопроводом резиновым шлангом, под давлением 5—7 *ат*.

Футеровка конвертера изготовляется из кислых огнеупорных материалов, но в отдельных случаях может быть изготовлена и из основных огнеупорных материалов.

2. Температура и химический состав исходного чугуна для продувки кислородом

Чугун, идущий на продувку кислородом, может содержать меньше примесей по сравнению с чугуном, предназначаемым для продувки воздухом. Средний состав чугуна (в %): 3,4 3,9 C; 0,8—1,2 Si; 0,5 0,7 Mn; 0,05 0,06 P и не более 0,06 S.

Для получения стали в малом конвертере на кислородном дутье требуется меньше примесей в связи с тем, что не надо нагревать азот, который уносит тепло из конвертера при воздушном дутье.

Шихта составляется из тех же материалов, что и для плавки на воздушном дутье.

Температура чугуна перед заливкой в конвертер может быть в пределах 1280—1300°.

3. Продувка чугуна кислородом

Плавка на кислородном дутье отличается от плавки на воздушном дутье тем, что воздух подается на поверхность металла, а кислород вводится в металл. В плавке на воздушном дутье примеси окисляются через шлак, а в плавке на кислородном дутье реакции окисления примесей идут непосредственно в жидком металле. При этом в большей степени развиты первичные реакции окисления примесей за счет кислорода:

$$2Fe + O_2 \rightarrow 2FeO,$$

$$Si + O_2 \rightarrow SiO_2,$$

$$2Mn + O_2 \rightarrow 2MnO,$$

$$2C + O_2 \rightarrow 2CO,$$

которые по тепловым эффектам стоят выше, чем вторичные реакции следствие чего нагрев металла идет эффективнее, чем при воздушном дутье.

Кроме первичных в конвертере протекают также и вторичные реакции — часть закиси растворяется в металле. Вначале, пока нагревается металл, идут реакции окисления кремния и марганца:

$$Si + 2FeO \rightarrow 2Fe + SiO_2;$$

$$Mn + FeO \rightarrow Fe + MnO;$$

затем, по мере нагрева, получает развитие ракция окисления углерода:

$$C + FeO \rightarrow Fe + CO;$$

далее внутри конвертера часть окиси углерода окисляется за счет кислорода, который не усвоен жидкими металлом. Усвояемость кислорода жидким металлом при давлении 6—8 *ат* составляет 95%.

Плавка на кислородном дутье продолжается всего 8—14 мин., причем температура нагрева стали достигает 2000°. Плавка ведется главным образом с окислением всех примесей и последующей добавкой нужных примесей по расчету.

Поэтому науглероживание и раскисление стали проводятся такими же методами, как и при плавке на воздушном дутье.

Расход кислорода на 1 *т* жидкой стали составляет 40—50 $м^3$. Интересно отметить, что расход кислорода в воздушном дутье с пересчетом на кислород составляет 63 $м^3/т$.

Общий расход кислорода на плавку в конвертере емкостью 3 *т*, по данным завода «Станколит», составляет 120—150 $м^3$. В заводской практике для плавки пользуются также обогащенным кислородным дутьем. С увеличением количества кислорода в воздушной смеси сокращается продолжительность плавки, повышается температура металла, увеличивается скорость окисления элементов: углерода на 70%, кремния на 40%, марганца на 40%.

Основное преимущество кислородного дутья по сравнению с воздушным дутьем состоит в следующем.

1. В металле уменьшается количество азота по сравнению со сталью, выплавляемой в мартеновской и электрической печах.

2. Выход жидкой стали при кислородном дутье можно довести до 90—95% с добавкой в горячую сталь твердых обрезков.

3. Достигается экономия ферросилиция, который употребляется для нагрева стали при плавке на воздушном дутье примерно в количестве 10—15 *кг* на 1 *т* за счет уменьшения потерь тепла.

4. Достигается более высокий нагрев стали, чем при воздушном дутье, что дает возможность применить конвертер с основной футеровкой или производить обработку в ковшах жидкой стали шлаковыми смесями.

5. Ускоряется период продувки, т. е. увеличивается производительность конвертера примерно в 2 раза.

§ 3. ПЛАВКА ЛЕГИРОВАННОЙ СТАЛИ В МАЛОМ КОНВЕРТЕРЕ

Общие принципы получения легированной стали в малом конвертере, которыми руководствуются при разработке режима плавки, сводятся к следующему.

Легирующие элементы, которые не подвергаются окислению в условиях ваграночной и конвертерной плавки и находятся как примеси в стальных отходах и природнолегированном чугуне, можно загружать вместе с шихтой в вагранку или в отдельных случаях добавлять в жидкий металл перед продувкой. Элементы, которые подвергаются сильному окислению в условиях ваграночной и конвертерной плавки, нужно вводить в сталь только после ее раскисления. В практике наших заводов в малых конвертерах выплавляют главным образом легированную сталь на основе дешевых и недефицитных легирующих элементов: марганца, кремния, хрома и др.

Плавка легированной стали в малом конвертере ведется следующим способом: выплавляется углеродистая сталь и в готовую сталь вводятся жидкие или твердые ферросплавы.

Таким образом, разница в режимах плавки будет состоять лишь в том, каким методом вводятся в сталь легирующие добавки. При малых количествах вводимых ферросплавов их вводят в сталь в твердом виде, а при вводе большого количества их предварительно расплавляют.

В малых конвертерах выплавляется низколегированная марганцовистая сталь следующего состава (в %): 0,2—0,4 C; 0,2—0,4 Si; 1,3—2,0 Mn; 0,05—0,07 P и 0,06—0,07 S; кроме того, выплавляется марганцевокремнистая сталь состава (в %): 0,2—0,4 C; 0,9—1,3 Si; 1,2—1,5 Mn; 0,05—0,07 P; 0,06—0,07 S, а также никелевая, молибденовая, медномарганцевомолибденовая, марганцевохромовая, хромоникелемарганцевая и др.

Кроме низколегированной марганцевой стали, выплавляют также и высоколегированную марганцевую сталь следующего состава (в %): 1—1,5 C; 0,8—1,0 Si; 11—15 Mn; 0,11 P; 0,06 S.

Присадки легирующих элементов могут также вводиться в ковш. Для этого их тщательно раздробляют и нагревают до 800—900°. При выпуске стали в ковш конвертерный шлак задерживают. Шлак в этом случае может смешиваться с присадками и они будут теряться. Сталь должна быть перегрета, а ковш предварительно нагрет. Введение твердых присадок в жидкую сталь не всегда гарантирует получение стали равномерного химического состава, поэтому легирующие присадки лучше вводить в сталь в жидком виде.

Для расплавления ферромарганца устанавливают малые вагранки. Ферросплавы можно расплавлять в тигельных печах. Лучшей печью для этих целей считают высокочастотную печь, в которой можно расплавлять любые присадки. Этот способ получения легированной стали имеет тот недостаток, что надо иметь три плавильные печи: вагранку, малый конвертер и электроплавильную печь.

§ 4. ПЛАВКА СТАЛИ В МАЛОМ КОНВЕРТЕРЕ С ФУТЕРОВКОЙ ИЗ ОСНОВНЫХ МАТЕРИАЛОВ

Попытка применить футеровку из основных материалов в малых конвертерах на воздушном дутье для удаления фосфора и серы положительных результатов не давала.

Для удаления фосфора и серы требуется значительное количество основного шлака, который нагревается за счет тепла химических реакций. При плавке на воздушном дутье этого тепла недостаточно, и поэтому плавка не удавалась.

На кислородном дутье можно получить высокий перегрев стали и за счет тепла металла нагреть шлак.

Сера может частично удаляться за счет основного шлака по реакциям:

$$FeS + CaO \rightleftarrows CaS + FeO;$$
$$MnS + CaO \rightleftarrows CaS + MnO.$$

Количество фосфора и серы при плавке в конвертере с основной футеровкой можно получить в пределах, допускаемых для специальной легированной стали.

Для повышения стойкости конвертеров с основной футеровкой, работающих на смеси воздуха с кислородом или на чистом кислороде, применяют подачу смеси или кислорода сверху, через горловину, при помощи специальной водоохлаждаемой фурмы. Водоохлаждаемая кислородная фурма может устанавливаться на любом уровне от поверхности металла и при помощи специального механизма может опускаться и подниматься. Конвертеры с подачей кислорода сверху просты, удобны в работе и начали широко внедряться в промышленность.

§ 6. ПЛАВКА СТАЛИ В МАРТЕНОВСКОЙ ПЕЧИ

Наибольшее количество стального фасонного литья изготовляется из стали, выплавленной в мартеновских печах. В практике применяют печи с подиной из основных огнеупорных материалов, так называемые основные плавильные печи, и с подиной из кислых огнеупорных материалов — кислые плавильные печи.

Наибольшее распространение в литейных цехах находят мартеновские печи емкостью 20—35 *т*. Мартеновские печи находят широкое применение еще и в связи с тем, что в них можно перерабатывать в сталь как твердые исходные материалы, так и жидкие (жидкий чугун). При этом в шихту может добавляться от 0 до 100% стального лома и от 0 до 100% передельного чугуна. Выбор исходного материала зависит от подины сталеплавильной печи. На подине из кислых огнеупорных материалов можно перерабатывать чистые шихтовые материалы, т. е. материалы с минимальным содержанием вредных примесей, фосфора и серы, но в этих печах можно получить сталь с высокой степенью раскисления. Обязательное применение чистых исходных материалов ограничивает применение пламенных мартеновских печей из кислых огнеупорных материалов. В мартеновских печах с основной подиной представляется возможным в процессе плавки удалять из металла фосфор и серу. Кроме того, современные технические достижения в области сталеварения, автоматизация и высокий уровень контроля плавки дают возможность выплавлять высококачественную сталь. Плавка в печах с подиной из основных огнеупорных материалов является наиболее прогрессивной.

Выплавка стали в мартеновских печах производится тремя способами:

1) на твердых исходных материалах: стальном ломе, чушковом угуне и ферросплавах. Этот способ называют скрап-процессом.

2) на жидком чугуне, который заливается в печь. В этом способе для окисления примесей в чугуне в печь добавляют железную руду, а самый способ называется рудным процессом;

3) с использованием стального лома, жидкого чугуна и руды для окисления примесей. Этот способ получил название «скрап-процесс рудный».

Второй и третий способы применяются на сталелитейных заводах, которые расположены близко к доменным печам, или в сталелитейном цехе, где может быть применен комбинированный метод плавки, когда чугун расплавляют в вагранке и заливают его для переработки в сталеплавильную печь.

Сталелитейные цехи машиностроительных заводов обычно бывают удалены от доменных печей, поэтому применяется в основном первый способ плавки - скрап-процесс.

Мартеновские печи работают на жидком или на газообразном топливе. В качестве жидкого топлива используют мазут, при этом для печей из кислых огнеупорных материалов мазут должен содержать минимальное количество серы. В качестве газообразного топлива могут использоваться различные газы и их смеси.

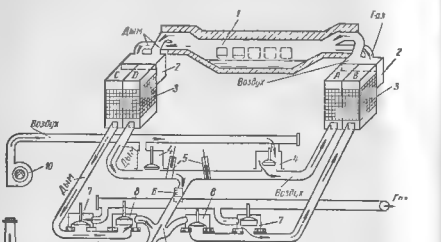
1. Устройство и принцип работы мартеновской печи

На фиг. 99 показана схема устройства мартеновской печи, работающей на газе.

Печь состоит в основном из четырех частей: плавильного пространства *1*, где плавится сталь, шлакоуловителей *2*, которые улавливают частички шлака, выносимого из печи потоком дымовых газов; регенераторов *3* для подогрева газа и воздуха, поступающих в плавильное пространство для сгорания, системы газовых, воздушных и дымовых каналов.

Работа пламенной сталеплавильной печи построена на принципе использования тепла отходящих дымовых газов. Отходящие дымовые газы с температурой до 1600° поступают в регенераторы *3*, *C* и *D* и опускаются вниз, в дымовые каналы, причем кирпичные насадки в регенераторах нагреваются. Дымовые газы по системе дымовых каналов через воздушный шибер *5*, газовый клапан *8* с левой стороны поступают в дымовую трубу. С правой стороны шибер *5* и клапан *8* в это время закрыты. При выходе из печи дымовые газы могут неравномерно поступать в обе регенеративные камеры, поэтому в дымовых каналах устанавливают специальный регулирующий шибер *6*, при помощи которого можно уменьшать тягу газов из воздушного регенератора. Когда левая пара регенераторов нагревается, воздушный клапан *4* и газовый клапан *7* левой стороны закрыты. С правой стороны, наоборот, воздушный

клапан *4* и газовый клапан *7* открыты. Через эти клапаны воздух и газ по каналам (показано стрелками) поступают в регенераторы *3*, *А*, *Б* и шлакоуловитель *2* и нагреваются соответственно до 1200—1300° и 1250—1300°. В плавильном пространстве они сгорают и нагревают это пространство до 1600—1700°.



Фиг. 99 Схема устройства мартеновской печи, работающей на газе

1 — рабочее плавильное пространство печи; *2* — шлакоуловитель; *3* — регенераторы; *4* — воздушный клапан; *5* — воздушный шибер; *6* — регулирующий шибер; *7* — газовый клапан; *8* — дымовой клапан; *9* — дымовой шибер; *10* — вентилятор.

Пока правые регенераторы *А* и *В* отдают тепло для нагрева воздуха и газа, левые регенераторы *С* и *D* нагреваются до 1150—1300°. Через определенные промежутки времени системы воздушных, газовых клапанов и дымовых шиберов переключаются, и потоки дымовых газов, воздуха и горючего газа меняют свое направление. Так, дымовые газы будут двигаться в правую сторону, а воздух с газом — в левую сторону, через регенераторы *С* и *D*.

Момент переключения направления потоков устанавливается сталеваром в зависимости от температурного состояния в регенераторных камерах, в верхней и нижней части насадок.

В настоящее время эта операция осуществляется автоматически по заранее заданным температурам. Сталевару приходится вмешиваться в управление только иногда, в начальной стадии плавки, когда температурный режим резко отклоняется от заданного. При установившемся режиме переключение направлений происходит автоматически.

Регулирование горения, т. е. подача определенного количества воздуха и топлива, происходит также автоматически: по анализу

отходящих дымовых газов, по давлению газов в плавильном пространстве, по температуре свода. Схема регулирования подачи газа по температуре свода показана на фиг. 100. Радиационный пирометр *1* показывает температуру свода у задней стенки, регулирующий потенциометр *2* связан с магнитным пускателем и исполнительным механизмом *4*, а струйный регулятор *5* автоматически сокращает подачу газа в печь. Если температура при уменьшенной подаче газа или мазута не снизится (если печь работает на мазуте), то при помощи блокировки произойдет автоматическое внеочередное переключение клапанов.

Схема устройства мартеновской печи, работающей на мазуте с автоматическим управлением, показана на фиг. 101.

На схеме показаны основные места установки приборов для измерения температуры радиационными пирометрами *1*, термопарами *2*, приборы для измерения давлений *3* у свода и в дымовом канале, приборы для измерения расхода воздуха *4* и расхода мазута *6*. Указаны также места установки исполнительных механизмов, осуществляющих отдельные операции управления: заслонка для воздуха *5*, регулирования подачи топлива *7*, переключения воздушного клапана *8*, регулирование дымового шибера *9*. На схеме также показано размещение приборов.

Фиг. 100. Схема регулирования подачи газа по температуре свода.

Автоматическое регулирование и управление печами, работающими на газовом топливе, более сложно, чем печей, работающих на жидком топливе.

Автоматическое регулирование и управление тепловым режимом в мартеновских печах повышает их производительность на 10% и сокращает расход топлива на 15%.

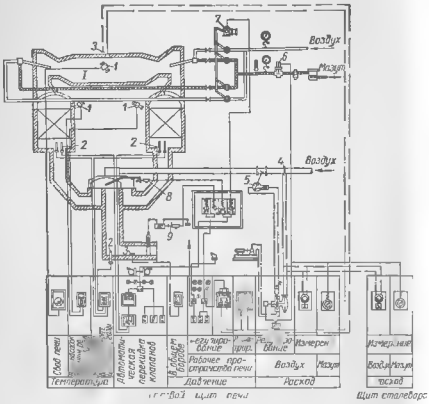
Все части плавильного пространства мартеновской печи выкладываются из высококачественных отборных огнеупорных материалов. Особое внимание обращают на кладку пода и свода.

На фиг. 102 показаны устройство плавильного пространства и схема кладки пода. На железный лист *11* укладывают теплоизоляционный слой из асбеста *12* толщиной 20—40 *мм*. На теплоизоляционный слой кладут шамотные кирпичи *13*; на шамотный кирпич кладут прослойку хромистого железняка *14* смешанного с каменноугольной смолой, и утрамбовывают; на хромистую прослойку кладут

огнеупорные кирпичи *15*; в основных печах магнезитовые, а в кислых печах — динасовые.

Толщина слоя кирпичей зависит от емкости печей и колеблется в пределах 295—700 *мм*.

Кладка подины должна производиться с обязательным оставлением температурных швов.



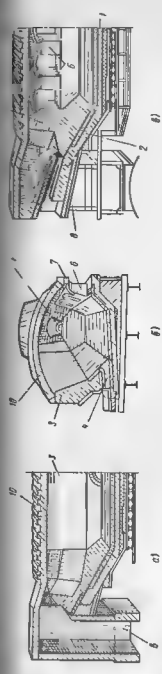
Фиг. 101. Схема устройства мартеновской печи, работающей на жидком топливе с автоматическим управлением.

На кирпичную кладку наваривается или набивается подина *16*, толщина которой колеблется для печей емкостью до 100 *т* от 80 до 120 *мм*.

Общая толщина пода для печей этой емкости 600—1000 *мм*, а для печей большей емкости она доходит до 1300 *мм*.

При изготовлении подины ей придают уклон к выпускному отверстию (фиг. 102, *б*).

Своды большинства ставеплавильных печей изготовляются из кислых огнеупорных материалов. Своды из кислых огнеупорных



Фиг. 102. Устройство плавильного пространства и пода мартеновской печи:

а — продольный разрез с видом на заднюю стенку; *б* — поперечный разрез через центральное завалочное окно; *в* — разрез по рабочему окну; *г* — разрез по стенке; *д* — схема кладки пода; *е* — пол завалочного отделения; *ж* — передняя стенка; *з* — фундамент под печь; *и* — задняя стенка; *к* — простенок между окнами; *л* — арки завалочных окон; *м* — свод; *1* — головка; *2* — шлаковик; *3* — фундамент; *4* — чугунный лист пола; *5* — газовый стол; *6* — асбест; *7* — шамотный кирпич; *8* — красный кирпич; *9* — изоляционный кирпич; *10* — основной кирпич; *11* — задняя подина; *12* — передняя подина; *13* — откосная подина; *14* — порог; *15* — откосы; *16* — подина; *17* — уровень металла; *18* — шлак

материалов, благодаря их расширению при нагревании, хорошо удерживаются, но они обладают невысокой огнеупорностью, которая ограничивает возможности форсирования плавки.

В последнее время для плавки применяют своды из термостойкого хромомагнезитового кирпича, который обладает более высокой огнеупорностью и химической стойкостью по сравнению с кислым динасовым кирпичом.

Хромомагнезитовый кирпич в сравнении с динасовым кирпичом имеет более высокий удельный вес и при разогреве почти не расширяется, поэтому для придания прочности своду применяют особые конструкции кладки с механическим креплением.

Стойкость хромомагнезитового свода в 2—3 раза выше стойкости динасового и достигает 600—700 плавок.

Общий вид устройства мартеновской печи емкостью 25 *т*, работающей на газообразном топливе, показан на фиг. 103.

2. Исходные шихтовые и заправочные материалы

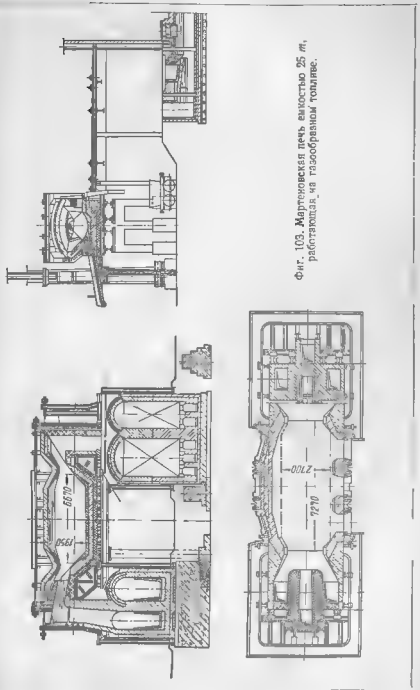
Для скрап-процесса наиболее выгодной и дешевой шихтой является стальной лом и цеховые отходы. Чем больше содержится их в шихте, тем она будет дешевле.

Ход процесса плавки в мартеновской печи определяется реакцией окисления углерода. От характера протекания реакции окисления углерода зависят в основном подъем температуры ванны и свойства конечного продукта. Поэтому в шихту к стальному лому добавляют углеродосодержащие вещества: передельный чугун или науглероживающие вещества (карбюризаторы).

В большинстве случаев плавка ведется с добавкой в шихту чушкового чугуна. Но так как чушковой чугун дороже скрапа и цеховых отходов, то количество применяемого чугуна должно быть в шихте минимальным.

Количество углерода в шихте зависит от многих факторов, которые должны учитываться при определении количества необходимого чугуна: термической мощности и окислительной способности печи; наличия в шихте других элементов — кремния, марганца, фосфора, серы.

При плавке в печах с основным подом кремния в чугуне должно быть около 1%; при большем количестве кремния будет увеличиваться количество шлаков, плохо будет прогреваться металл и увеличится окисление железа. Марганец большой роли в плавке не играет, он частично способствует удалению серы; содержание марганца в шихте не должно превышать 1%. При плавке стали в основных мартеновских печах может быть использован чугун с любым содержанием фосфора, но экономически более выгодно работать на чугуне с содержанием фосфора до 0,3% — для выплавки низко- и среднеуглеродистой стали и до 0,2% — при выплавке стали с повышенным содержанием углерода. Сера является нежела-



Фиг. 103. Мартеновская печь емкостью 25 *т*, работающая на газообразном топливе.

тельным элементом в чугуне. Чугун, применяемый для основного процесса, должен содержать не более 0,03—0,07% серы, а для кислого 0,015—0,025% серы.

Точно определить содержание углерода трудно, потому что металлический лом имеет переменный состав. Избыток углерода дополнительно окисляется присадкой руды или продувкой жидкой ванны кислородом.

Недостаток углерода в шихте пополняется присадкой передельного или зеркального чугуна, что вызывает понижение температуры металла и затягивает плавку.

Содержание чугуна в шихте при скрап-процессе рассчитывают по вносимому им в ванну углероду, учитывая угар при плавлении. После расплавления избыток углерода должен быть достаточным, чтобы обеспечить во время дальнейшего окисления нагрев «кипящей» ванны до требуемой к концу процесса температуры, а также интенсивность и длительность кипения, от которых зависит качество получаемой стали.

Содержание чугуна в шихте при плавке в основных мартеновских печах колеблется для отдельных плавок в пределах 30—45% от веса завалки, для кислых печей 20—30%. При определении необходимого количества чугуна, кроме углерода, необходимо учитывать другие вносимые чугуном элементы.

Кроме углеродистого лома, в этих печах используются также отходы низколегированной стали.

Для плавки используется коксовый и древесноугольный передельный чугун.

В качестве шихтовых материалов и раскислителей используются также доменные ферросплавы.

Для легирования стали, а также для раскисления ее применяют электротермические ферросплавы и чистые металлы: никель, кобальт, медь, алюминий, магний и др.

Кроме металлических шихтовых материалов, в печь загружают руду и окалину — для окисления примесей в металле, флюсы — для создания соответствующего состава шлаков.

Применяемая для плавки железная руда должна содержать не менее 55% железа, не более 8% кремнезема и не более 0,05% фосфора. Железная руда должна быть в кусках размером 40—150 *мм* в поперечнике и содержать не более 10—12% мелочи. Влажность руды должна быть не более 4%. Кроме железной руды, применяют агломерат, который получают спеканием смеси железной руды с чугунной стружкой. Состав агломерата: 61% железа; 5% кремнезема; 0,04% серы; 0,2% фосфора. Употребляется агломерат в виде кусков размером 25—300 *мм*.

В отдельных случаях для окисления примесей и разжижения шлака применяют окалину из прокатных и кузнечных цехов. Примерный состав окалины: 70—75% железа; 2,5—3,0% кремнезема; 0,7—1,0% закиси марганца.

В мартеновских печах как с основным, так и с кислым подом для окисления примесей и образования надлежащего шлака применяют марганцевую руду. Состав марганцевой руды следующий: не менее 45,0% марганца; не более 15,0% кремнезема; не более 0,15% фосфора. Влажность руды не должна быть выше 12%. В плавильных печах с кислой футеровкой может применяться марганцевая руда, содержащая до 25% кремнезема.

В качестве материалов, образующих шлаки, используют известняк с содержанием не менее 50% окиси кальция; не более 3% окиси магния; не более 3% кремнезема.

Известь применяется кусковая свежеобожженная примерно следующего состава: не менее 75,0% окиси кальция; не более 4,5 окиси магния; не более 4,5% кремнезема.

Для разжижения основного шлака при сохранении его высокой основности применяют различные бокситы. Бокситы содержат 27—60% Al_2O_3; 10—17% кремнезема; 12—26% окиси железа.

Так как в бокситах содержится 7—22% влаги, то перед употреблением их сушат или прокаливают.

Для разжижения основных шлаков без понижения их основности пользуются плавиковым шпатом, содержащим 85—95% CaF_2; нежелательных примесей — кремнезема и серы — в нем должно содержаться минимальное количество.

В отдельных случаях для разжижения основных шлаков в конце плавки пользуются шамотным боем, содержащим 60—65% кремнезема и 30—35% окиси алюминия.

В мартеновских печах с кислой подиной для наводки шлака широко используются кварцевые пески. Частично кварцевые пески используют для наводки восстановительных шлаков в печах с основным подом.

Для наварки основных подин применяют магнезитовый металлургический порошок, следующего состава: 85—88% MgO; 4—6% CaO; 4—6% SiO_2. Размер зерен магнезитового порошка 2—6 *мм*. К магнезитовому порошку для его спекания добавляют основной шлак и окалину с таким расчетом, чтобы окись магния составляла не менее 72—75%.

Для заправки основных подин применяют обожженный доломит следующего состава: не менее 28—32% CaO; не более 9—12% SiO_2.

Размеры кусков дробленого обожженного доломита должны быть пределах 4—20 *мм*.

Для наваривания или набивки кислого пода применяются кварцевые пески с содержанием 95—96% SiO_2. Для флюсования песка к нему добавляют огнеупорную глину (1—6%) и шлак от плавок в печах с кислой подиной (1—4%).

Состав смеси для набивки и наваривания пода из кислых материалов меняется в зависимости от порядкового номера слоя, считая от кирпичной кладки.

Количество кислого шлака и глины в смеси уменьшается по мере приближения к верхним слоям подины. Размеры зерен песка должны быть не более 3,2 *мм* и содержать пыли не более 4,5%. Содержание окислов железа не должно быть более 0,7%.

3. Заправка и уход за основной мартеновской печью

При плавке стали в мартеновских печах большое внимание должно уделяться правильному уходу за печью. В уходе за печью особое внимание должно быть уделено подине и своду, стойкость которых во многом определяют простои печи на горячем ремонте и качество выплавляемого металла. На подине и откосах формируются пузырьки газа CO, которые поднимаются через металл, перемешивают его, очищают от неметаллических включений и растворенных газов. Поднимающиеся с подины пузырьки газа CO ускоряют процесс нагревания металла и уменьшают насыщение его газами из атмосферы печи.

Подина наваривается из смеси магнезитового порошка с добавкой шлака от основных печей и окалины. Наварка производится тонкими слоями 10—15 *мм*. Продолжительность наварки каждого слоя 5—10 час. Качество наварки проверяется взятием пробы, которая по охлаждении проверяется на спекаемость. Только после тщательной проверки привариваемости очередного слоя приступают к наварке следующего слоя.

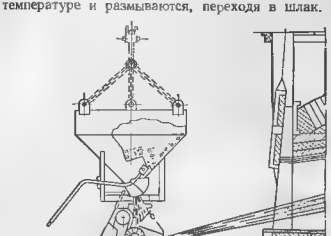
Для увеличения стойкости наварной подины и сохранения огнеупорной кладки первые 5—6 плавок проводят с уменьшенной садкой и при пониженных тепловых нагрузках. Чугун для первых плавок должен содержать минимальное количество кремния (не более 0,8%).

Сталь первых плавок должна выплавляться с пониженным содержанием углерода. Шлаки должны быть жидкоподвижными, с основностью 2,2—2,5 и при выпуске из печи идти самотеком.

После выпуска каждой плавки подина и откосы тщательно осматриваются и замеченные дефекты устраняются. Подина при работе на густых известковых или хромистых шлаках «зарастает», а при работе на чрезмерно жидких шлаках будет оплавляться. Шлаки в процессе плавки должны поддерживаться определенной основности и жидкотекучести. Для поддержания профиля подины необходимо правильно заделивать и разделывать выпускное отверстие. Разделка отверстия на уровне выше нормального ведет к оставлению на подине шлака и металла. Все образующиеся на подине бугры, впадины следует своевременно устранять — профиль подины не должен изменяться.

Свойства основной подины и ее состав постепенно изменяются. Подина, соприкасаясь с печными газами (когда в печи нет металла), окисляется. Когда металл начинает плавиться и на подине образуется ванна из жидкого чугуна, отдельные составляющие подины начинают восстанавливаться и взаимодействовать с продуктами окисления. Так, например, новая подина содержит 70—75% MgO и 25% всех других окислов; в процессе работы содержание окиси магния уменьшается до 30—40%, а содержание окислов других элементов увеличивается до 60—70%.

Наибольшему изменению подвергаются верхние слои подины. Поверхностные слои наварки, насыщенные окислами железа и силикатами, теряют первоначальную огнеупорность, размягчаются при высокой температуре и размываются, переходя в шлак.



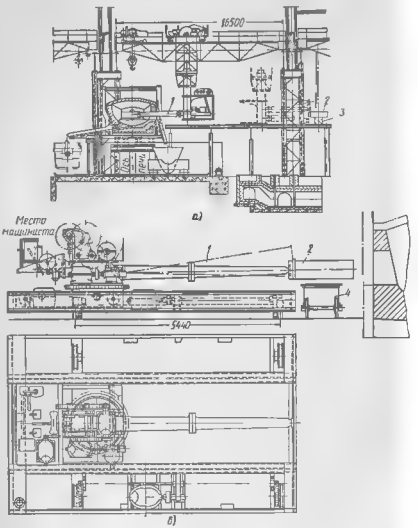
Фиг. 104. Крановая ленточная заправочная машина.

При этом необходимо отметить, что процессы, происходящие в металлической ванне, тесно связаны с процессами, происходящими в подине.

Окисление ванны металла приводит также к окислению подины, и, наоборот, раскисление металлической ванны приводит к раскислению подины.

Для поддержания подины в надлежащем состоянии ее периодически, через 10—15 суток работы, обновляют. Верхние слои подины наваривают магнезитом и обожженным доломитом. Заправка печи начинается с того момента, как только уровень металла и шлака начнет понижаться в печи при выпуске готовой стали в ковш. В первую очередь заправляются откосы задней стенки. После выпуска металла и шлака заправляют лещадь подины, последними обычно заправляются столбы передней стенки. Заправка должна производиться в минимально короткий срок, чтобы уменьшить окисление подины.

Выпускное отверстие очищают от шлака и металла, так как последние могут послужить причиной замораживания отверстия. Очищенное отверстие заполняют увлажненным магнезитовым порошком



Фиг 106. Загрузочные машины:
а — крановая; *б* — напольная.

и утрамбовывают, а сверху замазывают глиной. Отверстие в печах небольшой емкости можно заделывать хромистой рудой.

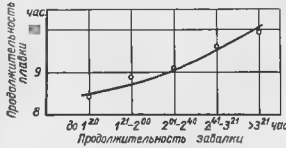
Крановая ленточная заправочная машина показана на фиг. 104.

Основной закон скоростной плавки состоит в том, чтобы заправить печь без снижения температуры, поэтому в процессе заправки в печи поддерживают высокую температуру, затрачивая на это 70—80% тепла от максимальной тепловой мощности печи.

Загрузка шихтовых материалов должна производиться только в хорошо разогретую печь.

4. Загрузка печей

Все необходимые материалы, подготовленные для очередной плавки (стальной лом, дробленая стружка, чушковый передельный чугун, зеркальный чугун, известняк, железная руда, боксит и др.) должны быть доставлены на шихтовую площадку.



Фиг. 106. Влияние продолжительности загрузки на продолжительность плавки.

Загрузка мартеновских печей производится при помощи специальных загрузочных машин. Эти машины бывают двух типов: крановые (фиг. 105, *а*) и напольные рельсовые (фиг. 105, *б*). Основным механизмом в этих машинах для загрузки материалов в печь служит хобот *1*, который может перемещаться по фронту печей, вращаться вокруг оси на 360° в любую сторону, подниматься вверх и опускаться вниз. Хобот снабжен механизмом для запирания мульды *2*. Все материалы укладываются в мульды и устанавливаются на вагонетки *4* или на подставку *3*.

Хобот *1* захватывает мульду с шихтой, вводит ее в печь и поворачивается на 180°. Шихта из мульды падает на под. Для загрузки отдельных крупных кусков применяют особую крановую лопату.

Загрузочные машины в настоящее время используют для заправки столбов передней стенки, для скачивания шлака, для перемешивания шлака и металла и для проверки состояния подины.

Зависимость продолжительности всей плавки от продолжительности завалки для печи емкостью 60 *т* показана на фиг. 106.

Соотношение шихтовых материалов при плавке стали на твердой завалке следующее: 55—55% стального лома; 35—45% передельного чугуна, 1—2% зеркального чугуна.

Расчет шихты для плавки в мартеновской печи сводится к следующему.

Определяют содержание углерода в шихте

$$\sum C = C_1 + C_2 + C_3,$$

где $\sum C$ — общее содержание углерода в шихте в %;

C_1 — угар углерода за время завалки и плавления шихты в %; C_1 по практическим данным равно 0,35—0,40% от общего содержания углерода в шихте;

C_2 угар углерода за период кипения в %; C_2 зависит от времени кипения и интенсивности выгорания углерода ($C_2 = vt$) и по практическим данным это равно от 0,5 до 0,8% (v — скорость выгорания углерода и t — продолжительность кипения);

C_3 — среднее содержание углерода в стали в %; C_3 зависит от содержания углерода в заданной стали, а для расчета берется среднее содержание.

Вначале необходимо определить среднее содержание углерода и стальном ломе:

$$b = \frac{xC' + yC' + zC''}{100},$$

x, y, z — количество стального лома в шихте в % по группам;

C', C', C'' — содержание углерода в стальном ломе по группам в %.

После определения содержания углерода в стальном ломе определяют количество чугуна в шихте; оно зависит от общего содержания углерода в шихте:

$$a = \frac{100\,(\sum C - b)}{3{,}8 - b},$$

где a — содержание чугуна в шихте в %:

$\sum C$ — общее содержание углерода в шихте в %;

b содержание углерода в стальном ломе в %;

3,8 среднее содержание углерода в чугуне в %.

Содержание кремния в шихте при определенном количестве чугуна не должно превышать 1,0%, в противном случае необходимо сделать пересчет, заменив марки чугуна.

Определение марганца в шихте ведется по формуле

$$Mn = 0{,}4 + \frac{a\,(m - 0{,}4)}{100},$$

где Mn — содержание марганца в шихте в %;

a — содержание чугуна в шихте в %;

m — содержание марганца в чугуне в %;

0,4 — среднее содержание марганца в стальном ломе в %.

Нормальная шихта содержит примерно 0,7—1% марганца.

Определение кремния производится по формуле

$$Si = 0{,}1 + \frac{a\,(n - 0{,}10)}{100},$$

где Si — содержание кремния в шихте в % (для нормальной шихты оно равно 0,5—0,6% Si);

a — содержание чугуна в шихте в %;

n — содержание кремния в чугуне в %;

0,10 — среднее содержание кремния в стальном ломе в %.

Кроме расчета элементов, содержащихся в шихте, производится также расчет известняка. Расчет необходимого количества известняка производится по следующему уравнению:

$$x = 2{,}1 + \frac{a\,(n - 0{,}16)}{13},$$

где x содержание известняка в завалке в % от веса металлической шихты;

a содержание чугуна в шихте в %;

n — содержание кремния в чугуне в %;

2,1 — постоянный член уравнения, зависящий от основности шлака после расплавления.

Пример расчета шихты для стали 35Л

Содержание углерода в шихте:

$$C_1 = 0{,}38\%;\ C_2 = vt = 0{,}006 \cdot 120 = 0{,}72\%;\ C_3 = 0{,}35\%;$$

$$\sum C = C_1 + C_2 + C_3 = 0{,}38 + 0{,}72 + 0{,}35 = 1{,}45\%.$$

Содержание углерода в стальных отходах литейного цеха:

$$b = \frac{60 \cdot 0{,}1 + 30 \cdot 0{,}3 + 10 \cdot 0{,}5}{100} = 0{,}2\%.$$

Содержание чугуна в шихте:

$$a = \frac{100\,(\sum C - b)}{3{,}8 - b} = \frac{100\,(1{,}45 - 0{,}2)}{3{,}8 - 0{,}2} = 34{,}7\%.$$

Содержание марганца в шихте:

$$Mn = 0{,}4 + \frac{a\,(m - 0{,}4)}{100} = 0{,}4 + \frac{34{,}7\,(1{,}8 - 0{,}4)}{100} = 0{,}888\%.$$

Содержание кремния в шихте:

$$Si = 0{,}1 + \frac{a\,(n - 0{,}1)}{100} = 0{,}1 + \frac{34{,}7\,(1{,}3 - 0{,}1)}{100} = 0{,}51\%.$$

Расход известняка в шихте:

$$x = 2{,}1 + \frac{a\,(n - 0{,}16)}{13} = 2{,}1 + \frac{34{,}7\,(1{,}3 - 0{,}16)}{13} = 5{,}14\%.$$

Расчет и проверку шихты в производственных условиях также можно производить по заранее рассчитанным таблицам и номограммам.

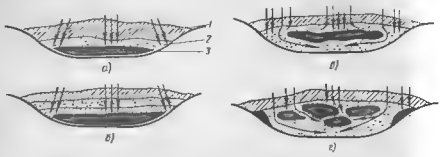
Большое влияние на скорость плавления шихты оказывает порядок загрузки шихтовых материалов.

Загрузка должна начинаться с той стороны печи, которая лучше прогревается. Порядок загрузки шихтовых материалов в каждом отдельном случае устанавливается технологической инструкцией. Общие положения, которыми можно руководствоваться при загрузке,

сводятся к следующему. Нельзя загружать на под известняк, так как он охлаждает под и способствует зарастанию подины, а также задерживает формирование шлака.

Шлакообразующие материалы нельзя загружать сверху на металлическую шихту, так как в этом случае будет ухудшаться прогрев металла и продолжительность плавки увеличится.

Схемы загрузки шихтовых материалов и направление потока тепла показаны на фиг. 107. Послойный способ загрузки ускоряет плавку на 5—6% по сравнению с обычной завалкой. Еще лучшие



Фиг. 107. Схема загрузки шихтовых материалов в печи:
а — обычная загрузка; *б* — послойная загрузка; *в* — загрузка флюсов в стальной лом; *г* — загрузка флюсов в стальной лом вразброс
1 — чушковый чугун; *2* — стальной лом; *3* — известняк, руда.

результаты получаются при загрузке материалов по схемам *в* и *г*. В период загрузки и плавления в печь необходимо подводить максимально возможное количество тепла (от 15 до 25 млн. *ккал/час*).

Теоретическая температура горения определяется из отношения:

$$T_{теор} = \frac{\text{сумма химического и физического тепла топлива и воздуха минус тепло диссоциации}}{\text{произведение объемов продуктов горения на их среднюю удельную теплоемкость}}$$

Скорость теплопередачи зависит от разности температур факела пламени и температур нагреваемого предмета. Применение воздуха, обогащенного кислородом, уменьшает объем продуктов за счет уменьшения количества поступающего азота.

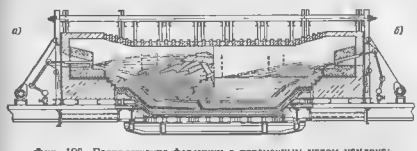
Максимальная разность между факелом и нагреваемой шихтой характерна для плавки на твердой завалке — скрап-процесса, поэтому обогащение воздуха кислородом дает наилучший эффект в период завалки и расплавления.

По мере же плавления шихты и уменьшения поверхности контакта эффект кислородного дутья уменьшается. Поэтому плавка далее может продолжаться на воздушном дутье без кислорода.

Кислород надо подводить непосредственно в зону горения, только в этом случае достигается наилучший эффект. При добавке кислорода к воздуху он смешивается с азотом и не дает хороших результатов, поэтому в газовых печах кислород подается непосредственно в головки, а в печах, работающих на жидком топливе, кислород подают в форсунки для распыливания и сжигания топлива.

Обогащение воздуха до 30% кислородом при сгорании мазута уменьшает содержание азота в продуктах горения на 30—40%, что обусловливает повышение теоретической температуры горения.

Применение кислородного дутья в мартеновских печах дает возможность быстро поднимать температуру в печи и нагревать металл, шлак, быстрее наваривать подину и откосы и др.



Фиг. 108. Расположение форсунки с переменным углом наклона:
а — в начале плавления (горизонтально); *б* — после расплавления (под углом 15°).

Недостатком кислородного дутья является относительно большой расход кислорода (15—40 $м^3/т$).

При работе на жидком топливе применяют форсунки с переменным углом наклона. Механизм поворота дает возможность управлять направлением факела и тем самым достигать его оптимального использования. Угол наклона меняется по мере расплавления шихты (фиг. 108).

5. Плавление, образование шлака и окисление примесей

При нагревании металлической шихты она соприкасается с печными газами и окисляется. На поверхности кусков образуется пленка окислов из элементов, содержащихся в металле:

$$2Fe + O_2 \rightarrow 2FeO;$$
$$Si + O_2 \rightarrow SiO_2;$$
$$2Mn + O_2 \rightarrow 2MnO;$$
$$2P + 2^1/_2O_2 \rightarrow P_2O_5;$$
$$2C + O_2 \rightarrow 2CO.$$

Чем короче период расплавления, тем меньше угар элементов.

Первым начинает плавиться чугун и каплями стекает вниз, на подину. Во время стекания вниз капли чугуна соприкасаются

с твердой шихтой и подогревают ее. Постепенно на подине вокруг более крупных кусков стального лома образуется жидкий металл. Дальнейшее расплавление твердых частей металла и флюса происходит за счет тепла, отдаваемого жидким металлом. Жидкий металл находится в движении за счет разности температур верхнего и нижнего слоев и за счет газов, выделяющихся из металла и флюсов. Из металла выделяются газы CO, а из флюсов (при употреблении известняка) — CO_2.

Продукты окисления металла и флюсы в период расплавления образуют шлак. Шлак по удельному весу легче металла, и поэтому он всплывает на поверхность и образует шлаковый покров. Шлак плохо проводит тепло, поэтому избыток шлака будет ухудшать условия нагрева металла.

Отдельные сталевары удаляют из печи часть шлака за 30—40 мин. до полного расплавления металла. Удаление части шлака в период расплавления дает возможность ускорить нагревание металла и удалить часть фосфора в виде фосфористожелезистого шлака. Большинство сталеваров дают в шихту минимальное количество флюсов с таким расчетом, чтобы удалять шлак из печи только после полного расплавления всей шихты.

К моменту полного расплавления шихты кремний окисляется почти полностью, марганец на 60—80%; фосфор на 30—40%; хром на 50—60%; углерод на 25—50%, в зависимости от окислительной способности печи.

Образующиеся окислы металла и добавляемые флюсы могут вступать в химические реакции и образовывать различные соединения. В основных шлаках могут проходить следующие реакции:

$$2CaO + SiO_2 = (CaO)_2 \cdot SiO_2;$$

$$2MgO + SiO_2 = (MgO)_2 \cdot SiO_2;$$

$$2FeO + SiO_2 = (FeO)_2 \cdot SiO_2;$$

$$Fe_2O_3 + CaO = CaO \cdot Fe_2O_3;$$

$$3FeO + P_2O_5 = (FeO)_3 P_2O_5;$$

$$4CaO + P_2O_5 = (CaO)_4 P_2O_5.$$

В составе шлака после расплавления содержатся следующие компоненты: 19—23% SiO_2; 35—40% CaO; 16—23% FeO; до 7% Mg; 1,5—3% Al_2O_3.

Основность шлака после расплавления для удерживания фосфора в шлаке должна быть:

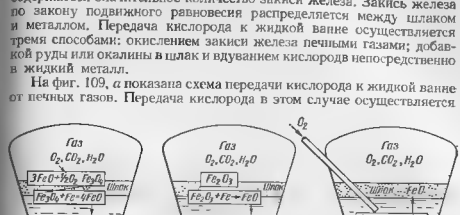
$$\frac{CaO}{SiO_2} = 1{,}5 - 1{,}8.$$

Образовавшийся после расплавления шлак содержит большое количество кремнезема, поэтому его из печи частично удаляют, а в шлак добавляют известь, плавиковый шпат, железную руду и

производят удаление фосфора. Окисление примесей в жидком металле производится при помощи шлака.

Чтобы шлак обладал окислительной способностью, в нем должно содержаться значительное количество закиси железа. Закись железа по закону подвижного равновесия распределяется между шлаком и металлом. Передача кислорода к жидкой ванне осуществляется тремя способами: окислением закиси железа печными газами; добавкой руды или окалины в шлак и вдуванием кислорода непосредственно в жидкий металл.

На фиг. 109, *а* показана схема передачи кислорода к жидкой ванне от печных газов. Передача кислорода в этом случае осуществляется



Фиг. 109. Схема передачи кислорода к жидкой ванне.

за счет окисления шлака на разделе шлак — газ. Закись железа соединяется с кислородом печных газов, образует магнитную окись, которая, опускаясь на линию раздела шлак — металл, окисляет железо. Образующаяся закись железа распределяется между шлаком и металлом. Растворенная закись железа окисляет примеси, находящиеся в металле.

Передача кислорода с помощью добавки в шлак руды показана на фиг. 109, *б*. Добавка в шлак руды ускоряет процессы передачи кислорода к ванне, но на ее расплавление затрачивается тепло, поэтому руду можно вводить только в хорошо нагретые печь и металл. В противном случае продолжительность плавки будет удлиняться. Добавленная руда после расплавления на линии раздела шлак — металл окисляет железо и образует большое количество закиси железа, которая растворяется в металле и окисляет примеси.

Окисление примесей за счет добавки руды приводит к понижению температуры металла, поэтому количество руды, присаживаемое в один прием, ограничивается. В практике наших заводов для более быстрого окисления примесей применяют вдувание кислорода в жидкий металл по схеме (фиг. 109, *в*). Непосредственная подача кислорода в жидкий металл имеет ряд положительных сторон, которые используются в современной практике. Интенсивное перемешивание металла при вдувании кислорода способствует лучшему удалению

фосфора и серы, быстрее окисляется углерод; вдуванием кислорода можно разогреть холодно расплавившуюся ванну за счет тепла химических реакций; вдувание кислорода понижает содержание газов и неметаллических включений в металле.

К недостаткам прямого вдувания кислорода следует отнести более быстрое разрушение кислых огнеупорных материалов (свода и регенераторов) от брызг шлака и паров окислов железа, трудность контроля процесса выгорания углерода и состава шлака, трудность ввода кислорода в жидкую ванну.

Кислород в ванну подается при помощи газовой трубы диаметром 15—40 *мм* под давлением 5 –10 *ат* на глубину 150—250 *мм* под уровень металла.

Если шихтовые материалы — чистые по содержанию фосфора и серы и содержат нормальное количество углерода, то процесс плавки можно провести по схеме фиг. 109, *а* без добавки или с минимальным количеством руды и кислорода. После добавки в шлак руды, извести и плавикового шпата или боксита производят удаление фосфора. Фосфор надо удалять сразу после расплавления металла, потому что реакции удаления фосфора и образования его соединений связаны с выделением тепла.

Фосфор окисляется закисью железа:

$$2P + 5FeO \rightarrow P_2O_5 + 5Fe;$$

далее ангидрид фосфорной кислоты соединяется с закисью железа, и образуется трифосфат железа:

$$3FeO + P_2O_5 \rightarrow (FeO)_3P_2O_5.$$

Образующийся трифосфат железа переходит в шлак и вместе с железистыми шлаками может скачиваться с поверхности. Этот способ при скрап-процессе не применяется, так как вместе с сильно железистыми шлаками теряется железо, и выход жидкого металла снижается. При скрап-процессе схему удаления фосфора из металла можно представить в следующем виде:

$$2P + 5FeO = P_2O_5 + 5Fe;$$

$$3FeO + P_2O_5 \quad (FeO)_3P_2O_5;$$

$$\underline{(FeO)_3P_2O_5 + 4CaO \rightarrow (CaO)_4P_2O_5 + 3FeO}$$

$$2P + 5FeO + 4CaO \rightarrow (CaO)_4P_2O_5 + 5Fe$$

После проведения операции удаления фосфора проверяют содержание фосфора в металле и скачивают фосфористые шлаки. Если пробы показывают повышенное содержание фосфора в металле после операции удаления фосфора, наводят новый шлак, выдерживают и скачивают его. При малом содержании фосфора в металле шлак скачивают только частично в количестве 30—50% для того, чтобы понизить содержание закиси железа и повысить его основность добавкой извести и боксита.

Кроме фосфора в начальный период после расплавления, когда металл еще недостаточно нагрет, идут реакции окисления других примесей, находящихся в жидком металле: хрома, кремния, марганца, углерода.

Реакции окисления примесей идут за счет закиси железа, растворенной в металле:

$$2Cr + 3FeO \rightarrow Cr_2O_3 + 3Fe;$$

$$Si + 2FeO \rightarrow SiO_2 + 2Fe;$$

$$Mn + FeO \rightarrow MnO + Fe;$$

$$C + FeO \rightarrow CO + Fe.$$

Реакция окисления углерода в этот период еще недостаточно развита, так как металл еще недостаточно нагрет. По мере нагревания металла идет реакция окисления углерода.

Окисление углерода является главной реакцией всего процесса плавки. В практике различают окисление углерода, когда закиси железа поступает в металл из шлака больше, чем расходуется на реакцию $C + FeO \rightarrow CO + Fe$ (окислительный период плавки), и когда закиси железа из шлака поступает в металл меньше, чем расходуется на реакцию $C + FeO \rightarrow CO + Fe$ (восстановительный период плавки). Реакция восстановления железа углеродом идет с поглощением тепла $\Delta H = 34\,460$ *кал*.

Основным показателем того или иного периода плавки может служить содержание марганца в металле. В окислительный период температура металла низка, марганец окисляется и переходит в шлак $Mn + FeO \rightarrow Fe + MnO$ в восстановительный период, когда металл нагрет до более высоких температур, марганец может восстанавливаться из шлака по реакции:

$$MnO + C \rightarrow CO + Mn,$$

так как на эту реакцию затрачивается тепло, равное 66750 *кал*.

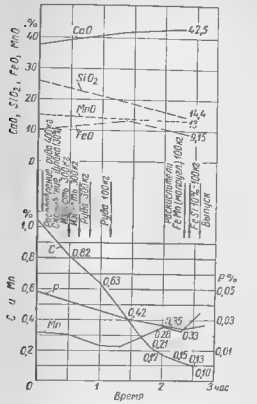
На фиг. 110 приведен график изменения состава металла и шлака по ходу процесса плавки (вес плавки 60 *т*). Из фиг. 110 видно, как изменяется содержание марганца в процессе плавки. Количество закиси железа в шлаке во время восстановительного периода уменьшается.

Количество кислорода, растворяющегося в жидкой стали, растет при повышении температуры (фиг. 111), поэтому может быть такая плавка, которая до конца проходит в окислительном периоде.

В большинстве случаев, если подача руды в печь прекращается за 25—40 мин. до конца плавки, то она заканчивается в слабоокислительном или восстановительном периоде.

От длительности кипения и характера кипения зависит содержание кислорода в жидкой ванне к концу плавки. Для кипения и перемешивания ванны нужно, чтобы окись углерода образовывала пузырьки и выделялась из металла. Зарождающиеся на подине и откосах пузырьки поднимаются через металл и шлак и перемешивают их. Основными условиями для энергичного удаления углерода должны являться достаточная температура нагрева, диффузия закиси железа из шлака в металл, хорошее состояние подины и небольшая глубина ванны.

Чем меньше содержание окиси магния в верхних слоях подины, тем труднее на


%
CaO
SiO2
MnO
FeO
C
P
Mn
Время
Завалка
Расплавление
Кипение
Выпуск
Руда 100 кг
Ферромарганец 100 кг
Ферросилиций 100 кг
Известняк 200 кг
Известняк 100 кг
Руда 200 кг
Ферросилиций 100 кг
Ферромарганец 100 кг
Ферросилиций 100 кг
Ферромарганец 100 кг
Ферросилиций 100 кг
Ферромарганец 100

от многих причин: вязкости металла, гидродинамических воздействий на поверхность контакта, ускорения движения и др. Сила прилипания изменяется с подъемом вверх газа с прилипшей к нему неметаллической частичкой вследствие уменьшения ферростатического давления. Поэтому, подходя к линии раздела шлак — металл, эти частички могут отрываться от газовых пузырьков и оставаться в шлаке.

В период окисления углерода берут пробы для определения содержания углерода в металле. По достижении заданного количества углерода в металле и температуры его нагрева производят раскисление и выпускают плавку.

6. Удаление серы при плавке в печи с основной футеровкой

В расплавленном металле сера находится в виде сернистого железа (FeS). Элементы, сульфиды которых более устойчивы, чем FeS, и нерастворимы в стали, могут при соответствующих условиях стать средством для удаления серы из металла. Степень устойчивости отдельных сульфидов определяется тепловым эффектом их образования:

Сульфиды	Теплота образования ΔH в кал/моль
$Fe_{(ж)} + {}^3/_2 S_{2(газ)} = FeS_{(ж)}$	−28 000
$Mn_{(ж)} + {}^3/_2 S_{2(газ)} = MnS_{(тв)}$	−65 000
$Ca_{(газ)} + {}^3/_2 S_{2(газ)} = CaS_{(тв)}$	−166 940
$Mg_{(газ)} + {}^3/_2 S_{2(газ)} = MgS_{(тв)}$	129 340
$Cu_{(ж)} + {}^3/_2 S_{2(газ)} = Cu_2S_{(ж)}$	−27 900
$Mo_{(тв)} + S_{2(газ)} = MoS_{2(тв)}$	−76 300
$W_{(тв)} + S_{2(газ)} = WS_{2(тв)}$	−60 900

Чем больше тепловой эффект реакции образования сульфида, тем он более устойчив. Устойчивость сульфидов еще можно характеризовать равновесным парциальным давлением серы над сульфидами, т. е. упругостью диссоциации.

Наименьшая величина упругости диссоциации сульфида определяет его максимальную устойчивость. С повышением температуры упругость диссоциации увеличивается. Сульфиды марганца имеют меньшую упругость диссоциации, чем сульфиды железа, поэтому марганец к сере имеет большее сродство, чем железо. При наличии марганца в металле может проходить образование сернистого марганца:

$$FeS + Mn \rightarrow Fe + MnS.$$

Сернистый марганец образует сложные сульфидные соединения Fe, Mn) S. Марганец производит заметное обессеривающее действие лишь при содержании его более 2%.

Реакция диффузии сульфидов из металла в шлак:

$$[FeS]_{мет} \rightarrow (FeS)_{шл};$$

$$[MnS]_{мет} \rightarrow (MnS)_{шл}.$$

Попадая в шлак, эти сульфиды вступают в реакцию с растворенной в шлаке CaO:

$$FeS + CaO_{ш} \rightleftarrows CaS + FeO;$$

$$MnS + CaO_{ш} \rightleftarrows CaS + MnO.$$

Реакции связывания серы в нерастворимое в металле соединение (CaS) носят обратимый характер. При наличии в основных шлаках значительного количества закиси железа затрудняется течение этой реакции. Условия для удаления серы при плавке стали в мартеновских печах неблагоприятны. Остаточное количество серы в металле прямо пропорционально концентрации серы в шихте, обратно пропорционально коэффициенту распределения и количеству шлака. Остаточное количество серы в металле можно подсчитать по формуле

$$[S] = \frac{S_c}{1 + \eta_S \frac{b}{}},$$

где [S] — остаток серы в металле;

S_c — количество серы в шихте;

η_S — коэффициент распределения серы для мартеновской плавки; $\eta_S = 6 \div 10$;

b — количество шлака в % к весу металла; $b \approx 10 \div 12\%$.

Для получения стали с пониженным содержанием серы необходимо обеспечить:

1) минимальное содержание серы в шихтовых материалах;

2) максимально возможное количество основных шлаков с повышенной основностью, с хорошей жидкоподвижностью, при минимальном содержании в них закиси железа;

3) интенсивное кипение металла и отсутствие притока серы из печных газов;

4) повышенную температуру металла

7. Раскисление металла и выпуск стали

Раскисление стали производится с целью удаления из нее растворенного кислорода в виде закиси железа (FeO). Закись железа является вредной примесью в твердом металле. Металл, насыщенный закисью железа, обладает красноломкостью, т. е. при повышенных температурах механические свойства его снижаются.

Наличие закиси железа в жидком металле вызывает реакцию окисления углерода:

$$C + FeO \rightarrow Fe + CO.$$

Выделяющаяся окись в процессе затвердевания образует пузырьки газа CO, которые могут оставаться в отливке. Для заливки фасонных отливок такая сталь непригодна. Фасонные стальные отливки заливаются всегда спокойной сталью, т. е. полностью раскисленной.

Раскисление металла может производиться различными методами, в зависимости от требований, которые предъявляются к сталям.

В основном в современной практике применяют три метода раскисления: осадочный, когда раскислители вводятся в жидкую сталь, диффузионный, когда раскислители вводятся в шлак, и шлаковый, когда жидкая сталь раскисляется путем смешения шлаковой смеси с жидкой сталью.

Раскисление стали осадочным методом производится путем введения в жидкую сталь различных ферросплавов и металлов. Поэтому осадочное раскисление в общем виде может быть выражено общей реакцией:

$$[FeO] + [Me] = [MeO] + [Fe];$$

Me — раскислитель.

Продукты раскисления могут распределиться при этом методе между металлом и шлаком $[MeO]_{мет} \rightleftarrows (MeO)_{шл}$, поэтому раскислители должны обладать следующими свойствами.

1. Выбранный для раскисления элемент должен давать более высокий тепловой эффект при реакции с кислородом, чем железо, а окисел должен быть при данной температуре раскисления с более низкой упругостью диссоциации, чем FeO.

2. Выбранный элемент должен образовывать окислы с минимальной температурой плавления и минимальным удельным весом.

3. Образующиеся после раскисления окислы должны обладать минимальной растворимостью в металле, хорошо коагулировать и быстрее удаляться в шлаковую зону.

Из большого числа элементов, дающих более прочные соединения, чем FeO, и обладающих большим, чем железо, сродством к кислороду, в практике нашли применение Ca, Mg, Al, Zr, B, Ti, Si, Mn, причем наиболее употребительными являются Mn, Si и Al.

В табл. 63 даются сравнительные тепловые эффекты окисления 1 моля кислорода.

Раскисление осадочным методом для получения более спокойной стали проводится обычно в два приема: вначале в печи и окончательно при выпуске металла, в ковше

Для предварительного раскисления в печь забрасывают подогретый ферромарганец в кусках и спустя 8—10 мин. добавляют подогретый доменный ферросилиций. После добавки раскислителей металл в печи нельзя долго задерживать, так как он успокаивается

Таблица 63

Реакция	Тепловой эффект на 1 моль кислорода в кал	Логарифм упругости диссоциации при 1727° С (по Костовскому)
$2Ca + O_2 = 2CaO$	302 260	—22,2
$2Mg + O_2 = 2MgO$	231 600	—20,6
$^4/_3Al + O_2 = {}^2/_3\,Al_2O_3$	262 466	—17,7
$Zr + O_2 = ZrO_2$	258 800	—16,4
$^4/_3B + O_2 = {}^2/_3\,B_2O_3$	232 700	Не определялся
$Ti + O_2 = TiO_2$	225 770	—13,6
$Si + O_2 = SiO_2$	207 850	—13,3
$2Mn + O_2 = 2MnO$	193 440	—11,5
$2Fe + O_2 = 2FeO$	128 860	-6,9

и печные газы могут насыщать металлическую ванну. Предварительное раскисление нужно проводить более тяжелыми по удельному весу раскислителями с таким расчетом, чтобы они погружались в металл.

После предварительного раскисления металл выпускают в ковш и окончательное раскисление проводят на выпускном желобе и в ковше. Для этого на струю протекающего металла засыпают раздробленный ферросилиций. Для постепенной подачи ферросилиция устраивают приспособление в виде бункера или совка. Легкие по удельному весу раскислители захватываются струей металла и лучше перемешиваются при падении в ковш. Алюминий вводится непосредственно в ковш.

Марганец для предварительного раскисления вводят в количестве, равном нижнему пределу соответствующей марки стали. Содержание кремния в спокойной стали равно примерно 0,3%. Для стали, идущей на фасонные отливки, рекомендуется иметь алюминия, оставшегося в металле после раскисления, не более 0,035%. Количество же вводимого алюминия зависит от содержания углерода в металле.

Таким образом, общее количество алюминия рекомендуют определять как сумму двух членов:

$$\frac{0{,}01}{[C]} + 0{,}035 - \%\ Al.$$

В среднем вводят 1 *кг* алюминия на 1 *т* стали.

Раскисление марганцем идет по реакции:

$$FeO + Mn \rightarrow MnO + Fe.$$

Продукт раскисления MnO никогда не бывает чистым, он хорошо растворяет закись FeO, которая не успела вступить в реакцию.

Раскисление кремнием идет по реакции:

$$2FeO + Si \rightarrow SiO_2 + 2Fe.$$

Образующийся окисел SiO_2 в жидком металле образует жидкоплавкие силикаты:

$$SiO_2 + FeO \rightarrow FeO \cdot SiO_2;$$

$$SiO_2 + 2FeO \rightarrow 2FeO \cdot SiO_2.$$

Образование жидкоплавких силикатов способствует очищению металла от кислорода. В условиях основной плавки кремнезем SiO_2 дает соединения с CaO, MgO и MnO.

Раскисление алюминием идет по реакции:

$$3FeO + 2Al \rightarrow Al_2O_3 + 3Fe.$$

Раскислители: титан, цирконий и др. используются реже. Раскисление идет по реакциям:

$$2FeO + Ti \rightarrow TiO_2 + 2Fe;$$

$$2FeO + Zr \rightarrow ZrO_2 + 2Fe.$$

Цирконий соединяется с азотом, образуя нитрид:

$$Zr + \frac{1}{2} N_2 \rightarrow ZrN;$$

количество азота в металле уменьшается.

При выплавке легированной стали предварительное и окончательное осадочное раскисление проводят в печах перед тем как ввести легкоокисляющиеся легирующие добавки.

Схему диффузионного раскисления можно представить в следующем виде:

$$(FeO)_{шл} + (Me)_{шл} \rightleftarrows (MeO)_{шл} + [Fe]_{мет},$$

Me — раскислитель.

Из приведенной схемы видно, что закись железа, находящаяся в шлаке, взаимодействует с раскислителем, который вводится в шлак. Продукты раскисления остаются в шлаке, и в металл попадает только восстановившееся железо.

В качестве раскислителей для диффузионного раскисления применяют легкие элементы, которые могут плавать на поверхности металла: углерод, кремний, алюминий.

Раскисление закиси железа в шлаке идет по реакциям:

$$FeO + C \rightarrow CO + Fe;$$

$$2FeO + Si \rightarrow SiO_2 + 2Fe;$$

$$3FeO + 2Al \rightarrow Al_2O_3 + 3Fe.$$

При диффузионном раскислении из шлака может восстанавливаться фосфор и переходить в металл, поэтому перед раскислением необходимо проверить шлак. Если шлак содержит фосфор, его скачивают, наводят новый шлак и только тогда проводят диффузионное раскисление.

Раскислительные смеси составляют из древесного угля, молотого 75- или 90%-ного ферросилиция, алюминиевого порошка, кокса и специальных сплавов.

Недостаток процесса диффузионного раскисления заключается в том, что он протекает длительное время. Металл приходится задерживать в печи, что приводит к более быстрому выгоранию огнеупорных материалов и снижению производительности печи.

В практике предпочитают иногда проводить комбинированное раскисление: предварительное диффузионное раскисление проводят в печи, вводя в шлак восстановительные присадки, и окончательное осадочное раскисление — на желобе и в ковше.

Во всех случаях диффузионное раскисление дает возможность экономить ферросплавы.

Применение метода раскисления металла шлаковыми смесями может ускорить диффузию закиси железа и неметаллических включений из металла в шлак. Шлаки могут быть в жидком, твердом и порошкообразном видах.

Состав шлака для раскисления применяют следующий: 60% SiO_2; 15% Al_2O_3; 10% CaO; 4% MnO; 10% Na_2O или 70% SiO_2; 25% Na_2O; 5% CaO или 41—51% SiO_2; 5—6% TiO_2; 9—11% Al_2O_3; 14—17% CaO; 4—8% MnO; 2—4% FeO.

Для более успешного течения реакций между шлаком и металлом необходимо их смешивать. Жидкая сталь сливается в ковш, в котором находится шлаковая смесь. Лучшие результаты получаются, если сталь, выплавленная в основной печи, обрабатывается кислыми шлаками, а выплавленная в кислой печи — основными шлаками.

В сталь, выплавленную в кислых печах, добавляют сухой молотый известняк в количестве 4 *кг* на 1 *т* стали. В сталь, выплавленную в основных печах, добавляют плавиковый шпат 2 *кг* на 1 *т* стали.

Раскисление шлаковыми смесями, в отличие от диффузионного, проходит быстрее.

Выпуск металла из печи производится в следующем порядке. Под желоб подается сталеразливочный ковш и разделывается выпускное отверстие. Разделка выпускного отверстия ведется постепенно, до появления раскаленной стенки между жидким металлом и разделанным отверстием, затем ударом лома со стороны плавильного пространства пробивается оставшаяся тонкая стенка. Ковш заполняется металлом и частично шлаком. Наполненный ковш краном отводится от желоба с таким расчетом, чтобы шлак из печи мог стекать в шлаковую изложницу.

8. Плавка стали в печах с основным подом на смешанной завалке рудным скрап-процессом

Этот процесс плавки в условиях сталелитейного производства может быть осуществлен при использовании жидкого чугуна, выплавленного в вагранке. Плавка проводится в следующем порядке. На под печи загружают руду и известняк и прогревают их, затем

загружают мелкий стальной лом и после его прогрева загружают средний и крупный стальной лом. После этого все прогревается до оплавления кромок стального лома, т. е. выше температуры плавления чугуна, и в печь заливают жидкий ваграночный чугун. Недостаток этого способа состоит в том, что чугун, выплавленный в вагранке на коксе, содержит повышенное количество серы и его перед заливкой в печь необходимо очищать от серы при помощи содовых примесей. Это усложняет проведение плавки.

После заливки в печь жидкого чугуна плавка продолжается в обычном порядке: удаляют фосфор и хром путем скачивания образующихся первых шлаков, наводят новые шлаки и проводят период кипения металла, окисляют избыток углерода, рафинируют металл и нагревают до заданной температуры. По достижении заданного химического состава и температуры производят раскисление и выпуск стали в ковш.

Преимущество этого способа состоит в следующем: повышается выход жидкой стали за счет восстановления руды, уменьшается расход чушкового чугуна, так как в вагранке можно выплавлять синтетический чугун из стального лома, уменьшается расход шлакообразующих материалов (известняка) за счет уменьшения содержания кремния в чугуне, увеличивается производительность печи.

9. Плавка стали на твердой завалке в мартеновских печах с кислой футеровкой

В мартеновских печах с подом из кислых огнеупорных материалов можно получать многие марки стали более высокого качества, чем в печах с основным подом. Поэтому кислая сталь до сих пор успешно применяется для ряда ответственных изделий. Кремнезем SiO_2 при высоких температурах является активной кислотой, которая может соединяться с основными металлическими окислами:

$$FeO + SiO_2 \rightarrow FeO \cdot SiO_2, \text{ или } 2FeO \cdot SiO_2;$$
$$MnO + SiO_2 \rightarrow MnO \cdot SiO_2, \text{ или } 2MnO \cdot SiO_2;$$
$$CaO + SiO_2 \rightarrow CaO \cdot SiO_2, \text{ или } 2CaO \cdot SiO_2;$$
$$MgO + SiO_2 \rightarrow MgO \cdot SiO_2, \text{ или } 2MgO \cdot SiO_2;$$
$$Al_2O_3 + SiO_2 \rightarrow Al_2O_3 \cdot SiO_2;$$
$$Cr_2O_3 + SiO_2 \rightarrow Cr_2O_3 \cdot SiO_2.$$

В физико-химических процессах действует не только кремнезем, содержащийся в шлаке, но и кремнезем, содержащийся в подине и откосах печи.

Подина из кислых материалов может набиваться и наварива́ться. На наших заводах подины из кислых огнеупорных материалов в большинстве случаев наваривáются. Для наваривания подины кирпичная кладка вначале оплаковывается; на разогретую кирпичную кладку забрасывают оборотный кислый шлак, расплавляют его и выдерживают в печи для пропитывания верхнего слоя кладки шлаком, затем остаток шлака выпускается из печи и производится наваривание подины тонкими слоями.

Новая подина из кислых огнеупорных материалов содержит ... –98% SiO_2.

В работавшей подине количество кремнезема уменьшается и обычно верхние слои содержат только около 70% SiO_2. Остальные 30% относятся к окислам FeO, MnO и CaO. Активность пода по мере насыщения его металлическими окислами падает, и его надо восстанавливать путем наварки свежего слоя песка или кварцита.

10. Подготовка печи к плавке

После выпуска металла и шлака из печи ее осматривают и очищают. Операцию эту необходимо выполнять быстро, так как остатки шлака и металла очень быстро окисляются печными газами и взаимодействуют с подиной.

Так, например, если шлак при выпуске содержит 50% SiO_2; 10—16% FeO; до 3% Fe_2O_3; 15—25% MnO, то шлак, снятый с подины в момент наварки, будет содержать 45% SiO_2; 3—4% FeO; 37–38% Fe_2O_3; 3—4% MnO.

Подина тщательно проверяется щупом, надеваемым на хобот завалочной машины, так как в подине могут быть скрытые дефекты, которые трудно бывает обнаружить простым осмотром.

Для снятия наростов и порогов применяется специальный инструмент, который также укрепляется на хоботе завалочной машины.

Углубления на подине очищаются скребками или струей сжатого воздуха, после чего производится заправка. Приваривание заправленного слоя продолжается около 2 час.

Последним обычно заправляется выпускное отверстие, оно заделывается увлажненной массой из равных количеств по объему кварцита и кокса.

11. Исходные шихтовые материалы для плавки стали в мартеновских печах с кислым подом

К исходным материалам, идущим в плавку на кислом поду, предъявляются более высокие требования в отношении содержания вредных примесей — фосфора и серы. Недостаток чистых материалов вызывает необходимость в отдельных случаях готовить в основных печах шихтовую болванку. В шихте используются передельные чугуны, ферросплавы, стальной лом и специальная шихтовая болванка.

Количество углерода в металле после расплавления должно быть на 0,6—0,8% больше, чем требуется в готовой стали.

Марганца в завалке достаточно иметь 0,8—1,0%. Количество кремния в шихте берется не более 0,5% из расчета, чтобы после расплавления оставалось его не более 0,1%.

Если кремния после расплавления в металле будет больше 0,1%, металл будет оставаться спокойным и не будет кипеть. Такое состояние металла при плавке в кислой печи после расплавления иметь нежелательно, так как первый кислый шлак плохо предохраняет металл от насыщения его печными газами. Поэтому лучшей защитой металла от печных газов считают кипение металла.

Шихта для мягких сталей составляется примерно из 30—35% передельного чугуна и 70—65% стального лома, отходов литейного производства и шихтовой болванки; для жестких сталей с повышенным содержанием углерода - из 40—45% передельного чугуна и 60—55% стального лома.

Во всех случаях шихтовки надо иметь в виду, что основным материалом, дающим фосфор и серу, является чугун, поэтому его количество должно быть минимальным.

12. Порядок загрузки и плавления

При плавке в кислых печах шлак образуется от окисления отдельных составляющих шихты. Общее количество шлака от окисления этих примесей недостаточно для защиты металла от печных газов. Поэтому перед загрузкой металлической шихты в печь на под загружают 3—4% от веса металла оборотного кислого шлака и 0,3—0,5% дробленого шамотного боя. На шлаковые составляющие загружают металлическую шихту, весь предназначенный в плавку чугун и половину стального лома и прогревают их в течение получаса, затем загружают оставшуюся часть металлической шихты. Ферросплавы даются в жидкий металл по ходу плавки. Плавление шихты начинается с момента поступления материалов в печь, но особенно энергичным оно становится по окончании загрузки шихты, когда закрываются загрузочные окна и прекращается подсос холодного воздуха.

13. Окисление и восстановление примесей

К моменту полного расплавления шихты кремний окисляется до содержания менее 0,1%, марганец — на 80% своего первоначального содержания в шихте и углерод на 20—30%.

До образования слоя шлака примеси окисляются кислородом, содержащимся в печных газах, по реакциям:

$$Si + O_2 \rightarrow SiO_2;\quad 2Fe + O_2 \rightarrow 2FeO;\quad 2Mn + O_2 \rightarrow 2MnO;$$
$$2Cr + O_2 \rightarrow 2CrO;\quad 2C + O_2 \rightarrow 2CO.$$

Образующиеся окислы соединяются между собой и образуют слой шлака: $FeO \cdot SiO_2$; $MnO \cdot SiO_2$; SiO_2; $Cr_2O_3 \cdot SiO_2$.

После расплавления металла и образования шлака окисление примесей идет через слой шлака. В кислых печах в шлаке содержится очень мало свободной, несвязанной закиси железа, поэтому окисление ванны через кислый шлак идет с меньшей интенсивностью, чем через основной шлак. Силикаты $FeO \cdot SiO_2$ и $MnO \cdot SiO_2$ при повышенных температурах диссоциируют, и это создает условия для окисления закиси железа (FeO) до магнитной окиси (Fe_3O_4).

Свободная закись железа окисляется печными газами $3FeO + {}^1/_2O_2 \rightarrow Fe_3O_4$, а магнитная окись опускается на линию раздела шлак — металл и окисляет железо $Fe + Fe_3O_4 \rightarrow 4FeO$.

Закись железа растворяется в металле.

При диссоциации силиката передача кислорода идет по следующей схеме:

$$FeO \cdot SiO_2 \rightarrow FeO + SiO_2;$$
$$3FeO + \frac{1}{2}O_2 \rightarrow Fe_3O_4;$$
$$Fe + Fe_3O_4 \rightarrow 4FeO$$

Растворившаяся в металле закись железа окисляет примеси по реакциям:

$$Si + 2FeO \rightarrow SiO_2 + 2Fe;$$
$$Mn + FeO \rightarrow MnO + Fe;$$
$$MnO + SiO_2 \rightarrow MnOSiO_2;$$
$$Cr + FeO \rightarrow CrO + Fe;$$
$$2Cr + 3FeO \rightarrow Cr_2O_3 + 3Fe.$$

С повышением температуры развивается реакция окисления углерода

$$C + FeO \rightarrow CO + Fe.$$

В сравнении с основным процессом в кислой печи окисление углерода протекает менее интенсивно, поэтому для ускорения выгорания углерода в печь добавляют железную руду. Руда дается небольшими порциями с таким расчетом, чтобы не разрушалась печь.

Реакция окисления кремния в кислой печи обратима, и при высоких температурах кремний восстанавливается углеродом:

$$SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2CO.$$

Кроме кремния, в кислых печах могут восстанавливаться из шлака и другие элементы: железо, марганец, хром и др.

$$FeOSiO_2 + C \rightarrow Fe + CO + SiO_2;$$
$$MnOSiO_2 + C \rightarrow Mn + CO + SiO_2;$$
$$CrO + C \rightarrow Cr + CO;$$
$$Cr_2O_3 + 3C \rightarrow 2Cr + 3CO.$$

В связи с тем, что кремний может восстанавливаться и переходить во время плавки в металл, кипение может приостановиться

и печные газы начнут насыщать металл. Если в этом случае не принять надлежащих мер, то полученная сталь окажется непригодной к употреблению. В современной практике применяют два процесса плавки стали в печах с кислой футеровкой: 1) без значительного восстановления кремния — активный процесс и 2) с восстановлением кремния — кремневосстановительный процесс.

14. Активный процесс плавки в печи с кислой футеровкой

При плавке активным процессом реакцию восстановления кремния практически ограничивают пределом 0,1—0,2% Si.

Чтобы кремний не восстанавливался, в шлаке не должно быть свободного кремнезема и шлак должен обладать окислительными свойствами. Шлаки должны быть жидкоподвижными, чтобы лучше передавать кислород от печных газов к металлу. Реакция окисления углерода должна идти активно: $C + FeO \rightarrow Fe + CO$. Эта реакция поддерживается различными методами: добавкой железной или марганцевой руды. Закись марганца может вытеснять закись железа из ее соединений:

$$FeO \cdot SiO_2 + MnO \rightarrow MnO \cdot SiO_2 + FeO.$$

Подача руды прекращается за 30—40 мин. до начала раскисления. Присадка руды дает возможность не только прекратить восстановление кремния, но окислует уже восстановившийся кремний в металле. Кроме того, в шлак добавляют в кусочках сухой известняк 1—3 *кг* на 1 *т*. Известняк дается небольшими порциями; подача его прекращается за 15—20 мин. до раскисления.

Образующаяся в шлаке окись кальция вступает во взаимодействие с силикатом железа $FeO \cdot SiO_2$ и освобождает закись железа по ревкции:

$$FeO \cdot SiO_2 + CaO \rightarrow CaO \cdot SiO_2 + FeO.$$

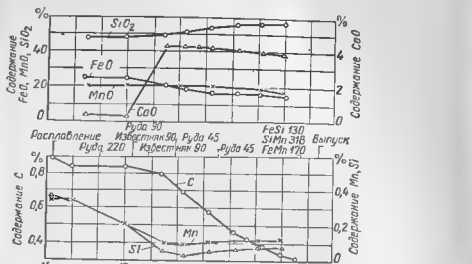
Количество добавляемого в шлак известняка ограничивается 5,0—6,0%, в противном случае будут разрушаться откосы печи.

Состав кислого шлака изменяется. В табл. 64 приведены составы кислого шлака в начале плавки и в конце, перед раскислением.

Таблица 64

Период плавки	Состав шлака в %								
	SiO_2	FeO	Fe_2O_3	MnO	CaO	Al_2O_3	Cr_2O_3	P_2O_5	MgO
В начале плавки	46,8	16,3	3,2	26,4	1,6	3,2	0,3	0,07	1,0
Перед выпуском	56,5	10,1	2,0	22,7	4,7	2,0	0,2	0,10	0,9

После достижения заданного химического состава и температуры производят раскисление металла.



Фиг. 113. График изменения состава металла и шлака по ходу плавки активным кислым процессом (емкость печи 50 *т*).

Изменение состава металла и шлака по ходу плавки активным кислым процессом показано на графике фиг. 113. Из приведенного графика видно, что содержание кремния в металле по ходу плавки изменяется незначительно.

15. Плавка стали в печи с кислой футеровкой кремневосстановительным процессом

Плавка стали кремневосстановительным процессом в противоположность плавке активным процессом ведется с восстановлением кремния.

Начальные периоды плавки, плавление и окисление углерода ничем не отличаются от активного процесса плавки. При плавке стали особо ответственных марок после расплавления углерода должно быть не менее чем на 0,8—0,9% больше заданного для готовой стали. Количество шлакообразующих материалов берут больше, чем при активном процессе, — до 6% от веса металла.

После расплавления в печь для окисления углерода дается мелкими порциями руда (железная и марганцевая) в количестве 0,3—0,4% от веса металла. В первый период плавки скорость выгорания углерода составляет 0,25—0,40% в час, во второй период она снижается до 0,10—0,20% в час.

Присадка руды прекращается за 2 часа до конца плавки. Известняк дают в шлак в небольшом количестве только в первый период. Для восстановления кремния в печи необходимы высокая температура и густой шлак с малой окислительной способностью.

Высокая температура плавки необходима в связи с тем, что реакции восстановления кремния идут с поглощением тепла:

$$SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2CO;$$

$$SiO_2 + 2Fe \rightarrow Si + 2FeO.$$

Малая окислительная способность шлака нужна для уменьшения поступления кислорода от печных газов к металлу в период восстановления кремния.

Густые вязкие шлаки требуются в достаточном количестве для защиты металла от насыщения печными газами в период спокойного состояния металла.

Состав и свойства шлака меняются при добавке кремнезема в виде песка и шамотного боя. Количество кремнезема в шлаке доводится до 55—62% вместо 48—54% при жидкоподвижных шлаках. Количество шлаков должно быть в этот период плавки не менее 7—8% от веса металла. Чрезмерно большое количество шлаков ухудшает условия нагрева металла; густые шлаки плохо отделяются от металла.

При повышенном содержании углерода в ванне идут одновременно реакции восстановления кремния и железа:

$$SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2CO;$$

$$FeO + C \rightarrow Fe + CO.$$

Когда количество восстановленного кремния в металле достигает 0,12—0,15%, начинается процесс восстановления кремния не только за счет углерода, но и за счет железа по реакции:

$$SiO_2 + 2Fe \rightarrow Si + 2FeO.$$

Закись железа связывается свободным кремнеземом $2FeOSiO_2$.

Кремний восстанавливается не только из шлака, но и из подины и откосов. Поэтому подина для кремневосстановительной плавки должна хорошо заправляться свежим кремнеземом.

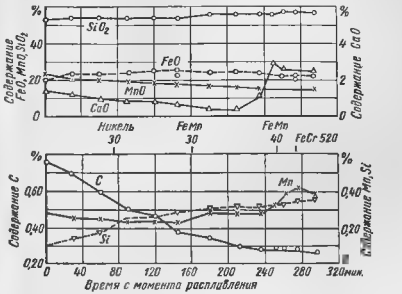
Кроме того, восстанавливаются частички кремнезема, которые находятся в жидком металле в виде взвешенных неметаллических включений.

При плавке стали кремневосстановительным процессом, кроме кремния, из шлака можно восстанавливать марганец по реакции:

$$MnO + C \rightarrow Mn + CO,$$

В печах с высокой температурой количество восстановленного марганца можно довести до 0,35—0,40% с получением в готовой стали заданного содержания марганца и кремния без введения в печь ферромарганца и ферросилиция.

Если восстановление кремния и марганца не достигло заданного количества, то в печь дополнительно загружают ферромарганец и ферросилиций. Вначале вводят ферромарганец и дают выдержку 5—8 мин., затем вводят ферросилиций.



Фиг. 114. График изменения состава металла и шлака по ходу плавки кремневосстановительным процессом.

Изменение состава металла и шлака по ходу плавки кремневосстановительным процессом и моменты введения присадок по ходу плавки показаны на фиг. 114.

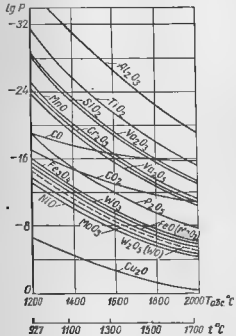
При плавке кремневосстановительным процессом спокойную сталь можно получить без ввода раскислителей. Недостатком кремневосстановительной плавки является большая ее продолжительность и небольшая производительность печи. Стоимость стали, выплавляемой в кислых печах, примерно в 1,5—2 раза дороже стали, выплавляемой в печах с основной футеровкой. Главным источником дорожания стали являются дорогие исходные материалы.

Для снижения стоимости стали в практике применяют комбинированные процессы плавки: вначале плавку ведут в основной печи, где удаляют фосфор и серу, потом жидкий металл (полупро-

дукт) переливают в кислую печь и доводят плавку до конца. Ведение плавки комбинированным методом требует высокой организации работы сталеплавильных печей.

16. Плавка легированной стали в мартеновских печах

Наиболее употребительные легирующие элементы можно разделить на две группы: первая группа — элементы, которые имеют к кислороду большее сродство, чем железо, и меньшую упругость диссоциации окислов; вторая группа — элементы, которые имеют меньшее сродство к кислороду и большую упругость диссоциации окислов.



Фиг. 115. Упругость диссоциации свободных окислов в зависимости от температуры.

Первая группа элементов по отношению к железу является раскислителями, следовательно эти элементы при плавке в мартеновских печах будут сильно окисляться. Элементы второй группы не являются раскислителями по отношению к железу, а, наоборот, железо может их раскислять (Ni, Co, Cu), поэтому элементы второй группы в мартеновских печах будут окисляться незначительно или совершенно не будут окисляться.

Основные элементы, которые присутствуют в стали (Si, Mn, P, S) считаются легирующими, если их содержание выходит за пределы норм обычной углеродистой стали. Из других элементов для плавки легированной стали в мартеновских печах широко используются Ni, Cr, Mo, W, V, Cu, Al, Co.

Логарифмы упругости диссоциации паров свободных окислов в зависимости от температуры главных легирующих элементов приведены на фиг. 115. Элементы, окислы которых располагаются выше линии FeO, подвержены более сильному окислению. Элементы, окислы которых расположены ниже линии FeO, почти не окисляются, следовательно эти элементы в плавку могут вводиться в любой момент, даже с шихтовыми материалами. Легирующие элементы, которые располагаются выше линии FeO, вводятся в сталь после ее предварительного раскисления более доступными и дешевыми раскислителями.

Отступление делают только в тех случаях, когда вводимые легирующие добавки требуют длительного времени для расплавления и растворения. В этих случаях их вводят в более ранние периоды плавки. Время ввода легирующих добавок, размеры их и примерный угар легирующих элементов приведены в табл. 65.

Таблица 65

Ферросплавы и легирующие добавки	Угар в %	Время ввода в печь или в ковш	Величина кусков ферросплавов
Никель	0,0	Предпочтительно в завалку	От дроби до чушки 10–12 кг
Ферромолибден	0,0	В печь в начале кипения	Не крупнее кулака
Ферровольфрам	40,0	В печь за 1,5 часа до выпуска	То же
Феррованадий	20–30	В ковш	»
Феррофосфор	30,0	То же	»
Феррохром	15–30,0	В печь после предварительного раскис-	Куски весом 4–6 кг
Ферромарганец	20–30	В печь за 5–15 мин. до выпуска, частично дается и	Куски величиной в кулак
Ферросилиций доменный	—	В печь	В чушках
Ферросилиций богатый	15–25	В ковш	В мелкораздробленном виде в бу-
Ферротитан	Около 50	В ковш	Куски величиной в кулак
Сера	30	То же	

Примечание. Приведенные цифры угара являются ориентировочными и даются только для тех легирующих ферросплавов, которые вводятся после предварительного раскисления.

Расчет количества легирующих добавок производится по формуле

$$x = \frac{Te\,100}{ap},$$

где T — емкость печи в m;

e — количество элемента, которое надо ввести в металл, в %;

a — усвояемость в %;

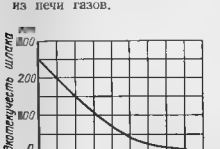
p — процентное содержание элемента в ферросплаве.

Плавить легированную сталь с повышенным содержанием легирующих элементов в этих печах трудно. Для получения большего количества высоколегированной стали пользуются комбинирован-

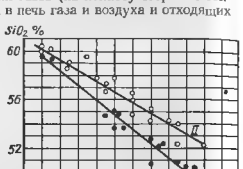
ным методом плавки. Сначала в мартеновской печи выплавляют низколегированную сталь, затем к ней добавляют расплавленные в электроплавильной печи ферросплавы.

17. Контроль плавки в мартеновских печах

При плавке в мартеновских печах контролируются расход топлива и воздуха, состав отходящих газов (на полноту сгорания топлива), температура поступающих в печь газа и воздуха и отходящих из печи газов.



Фиг. 116. Зависимость между жидкотекучестью и основностью шлака.



Фиг. 117. Зависимость текучести кислого шлака от содержания в нем SiO_2:
I — первый период кипения; *II* — второй период кипения.

Химический состав металла проверяется в экспресслаборатории. Проба заливается в прямоугольный пробник. Для определения раскисленности стали заливается проба в чугунный стаканчик. Температура жидкой стали измеряется в графитовой чаше радиационным пирометром или термопарой в пробной ложке. Проба шлака на излом и на внешний вид заливается в чугунную цилиндрическую форму.

Шлаки на жидкотекучесть проверяются путем заливки их в вискозиметр, диаметр канала которого для основных шлаков 8 *мм*, а для кислых 10 *мм*.

Зависимость жидкотекучести основного шлака от его основности показана на фиг. 116. Зависимость текучести кислого шлака от процентного содержания SiO_2 в первый период кипения *I* и во второй период кипения *II* показана на фиг. 117.

Химический состав шлака определяется обычными методами.

В современной практике основность шлака по ходу плавки измеряется основомером. На этом приборе измеряется электропроводность водной вытяжки шлака. Проба шлака охлаждается, размалывается, взбалтывается в дистиллированной воде и отфильтровывается. Для определения основности измеряется электропроводность полученного раствора.

В последнее время разработан ряд методов контроля плавки применением радиоактивных изотопов серы, кобальта, фосфора, альция, железа и др.

Применение изотопов дает возможность изучать скорости распределения отдельных элементов в жидком металле и шлаке. Так, например, если в плавильную печь ввести изотоп серы, или фосфора, или железа, а затем через определенные промежутки времени взять пробы в разных местах печи, можно определить скорость распределения элемента. Анализ металла и шлака после введения изотопа серы дает возможность устанавливать скорость десульфации стали и других металлов.

Приборы, построенные на принципе отражения β-лучей от поверхности сплава, дают возможность определять химический состав металла в поверхностном слое образца.

При прохождении через материал β- и γ-лучей их интенсивность изменяется в зависимости от качества металла. Это свойство материалов — изменять интенсивность потока лучей - используют для текущего контроля плавки. По мере уменьшения содержания элементов в металле будет меняться интенсивность потока лучей. С помощью такого прибора, заранее протарированного по эталонам, можно определить примерный химический состав металла. Область применения изотопов в металлургической промышленности не ограничивается только контролем продукции. Они служат также и для контроля отдельных операций технологического процесса: измерения уровней жидких масс в закрытых сосудах; измерения скоростей газового потока и др. Все перечисленные примеры освещены в специальной литературе.

§ 6. ПЛАВКА СТАЛИ В ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПЕЧАХ

Электропечи для плавки стали имеют значительные преимущества перед малыми конвертерами и мартеновскими печами. В электрических печах можно выплавлять сталь с низким содержанием серы (до 0,015%), получать сталь с более полным раскислением; снижать количество неметаллических включений до минимума, достигать минимальных потерь дорогих легирующих элементов. В электропечах металл быстро нагревается до любой практически нужной температуры; в них можно создавать окислительную или восстановительную атмосферу. Все это создает возможность выплавлять не только высококачественную конструкционную углеродистую сталь, но и любую легированную сталь.

В современной практике литейного производства плавка стали производится в электродуговых и индукционных бессердечниковых печах.

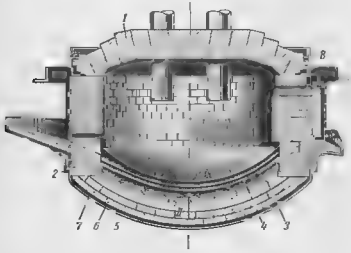
I. Плавка стали в электродуговых печах

Для плавки стали применяют трехфазные электродуговые печи с зависимой электрической дугой — печи прямого нагрева. Электрический ток в этих печах течет через электроды, шлак и металл.

Емкость электроплавильных дуговых печей, применяемых в литейных цехах, колеблется в пределах от 0,25 до 60 *т*. Наибольшее распространение находят печи емкостью 3—10 *т*.

Устройство электродуговой печи

Электродуговые печи являются сложным плавильным агрегатом, который состоит из электрической питающей и контролирующей

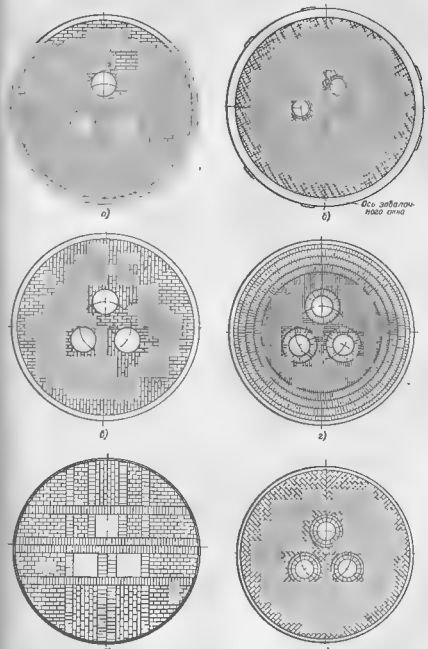


Фиг. 118. Схема устройства плавильного пространства дуговой печи:

1 — свод печи из динасового кирпича; *2* — кладка стен из магнезитового или динасового кирпича; *3* — магнезитовая или динасовая набойная пила; *4* — откосная часть пила; *5* — магнезитовый или динасовый кирпич; *6* — шамотный кирпич; *7* — шамотный порошок; *8* — металлическое кольцо.

аппаратуры, механизмов подъема и опускания электродов, наклона печи, подъема свода, выдвижения и поворота плавильного пространства. Кроме того, современные печи имеют сложную водоохлаждающую систему для охлаждения металлической арматуры и огнеупорной кладки. Плавильное пространство печи (фиг. 118) состоит из: свода I, пода II и стенок III. Своды электроплавильных печей изготовляются отдельно и в готовом виде устанавливаются на стены.

Для изготовления сводов применяют шаблон, а для связывания и удерживания огнеупоров — металлическое, цельное или разъемное кольцо *б* (фиг. 118). Существует несколько способов кладки сводов. Отдельные типы кладки сводов показаны на фиг. 119.



Фиг. 119. Схемы кладки сводов:

а — арочная цилиндрическая; *б* — секторно-арочная; *в* — секторная; *г* — комбинированная; *д* — арочная с ребрами и квадратным отверстием для электродов; *е* — елочная.

Для набора сводов изготовляется специальный сводовый динасовый кирпич. При наборе сводов учитывается возможность расширения свода во время нагревания. Для компенсирования расширения огнеупорных кирпичей между ними кладут прокладки из фанеры, которые в процессе плавки выгорают и создают промежутки. Готовый свод постепенно высушивается и нагревается до 600—800°. Устанавливаются своды в разогретом состоянии; место соединения промазывается огнеупорной глиной.

Стойкость динасового свода в основных печах меньше, чем в кислых. Это зависит от излучающей способности шлака и от большого количества извести, которое дается в печь. В практике применяют теплоизолированные или водоохлаждаемые своды.

Таблица 66

Продолжительность рафинирования в час.	Стойкость свода (число плавок)	
	Динас	Хромомагнезит
2	60—90	100—180
3	40—60	70—120
4	30—50	60—90
5	Не менее 30	50—80

Стойкость динасового свода 50—250 плавок. Для повышения стойкости сводов применяется термостойкий хромомагнезитовый кирпич. Такие своды показывают хорошую стойкость даже при длительной рафинировке (табл. 66).

При изготовлении основных сводов стрелу выпуклости увеличивают по сравнению со стрелой выпуклости динасового свода на 100—120 *мм*.

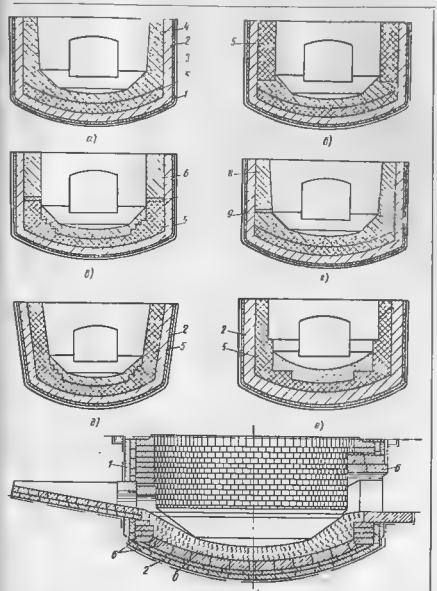
Большое внимание уделяют изготовлению стенок печи, так как они разрушаются значительно быстрее: в основных печах они выдерживают 50—100 плавок и в кислых 200 -300 плавок. Для повышения стойкости футеровки стенок необходимо выбирать более рациональное их устройство и материалы с более высокой огнеупорностью и правильно размещать электроды.

В настоящее время применяют много методов изготовления стенок и пода печей.

Схемы устройства подин и стенок в печах с основной и кислой футеровкой показаны на фиг. 120.

Принцип кладки сохраняется общий для всех способов. Он состоит в том, что между кожухом печи *3* (схема *а*) и футеровкой оставляют температурный зазор *1*, который засыпается инфузорной землей или асбестом, затем выкладывается слой шамотного кирпича *2*. Внутренние слои плавильного пространства изготовляются из магнезитовой массы *4* с укладыванием на под магнезитовых кирпичей *5*. В схеме *б* вертикальные стенки выкладываются из магнезитового кирпича *5*. Ремонтировать такие стенки трудно, а стойкость их мала.

Стойкость стенок, изготовленных из динаса *6*, с прокладкой изоляции из хромомагнезитового порошка *7* (схема *в*), небольшая, так как большое количество извести в основных шлаках быстро их разрушает. В практике широко применяется устройство стенок



Фиг. 120. Способ кладки пода и стен электроплавильных печей:

г — засыпка инфузорной земли или асбеста; *2* — шамотный кирпич; *3* - кожух печи; *4* — магнезитовая набойка; *5* - кладка из магнезитового кирпича; *6* — кладка стенки из динасового кирпича; *7* - прослойка хромомагнезитового порошка; *8* — крупные магнезитовые блоки; *9* — прослойка из магнезитового порошка с жидким стеклом; *10* — поверхность набойки.

из магнезитовых блоков *8*, которые устанавливаются в печь на прослойку из магнезитового порошка с жидким стеклом *9* (схема *е*).

Стенки собирают из трех блоков, которые набиваются в специальном стальном шаблоне, разделенном перегородками. В местах образования завалочного и выпускного отверстий в шаблон устанавливаются пробки.

Блоки изготовляются из смеси следующего состава: 50% магнезитового порошка, 50% лома старых блоков. Смесь приготовляется с добавкой 10—11% каменноугольного пека.

Блоки изготовляются путем набивки смеси в нагретом состоянии пневматическими трамбовками. После набивки их выдерживают в шаблоне до полного затвердевания и охлаждения, затем в течение 3—4 суток выдерживают на воздухе для увеличения прочности. Хорошую стойкость дают стенки, выложенные под наклоном в конусообразном кожухе (фиг. 120, схема *д*). Такие стенки можно заправлять между плавками. Широко применяется кладка стенок из магнезитового кирпича с уступами (схема *е*).

Схема изготовления стенок и пода в кислых печах показана на фиг. 120, *ж*. Внутренние слои пода и стенок выкладываются из динасового кирпича *6*, а набивная подина *10* изготовляется из смеси кварцевого песка, глины и жидкого стекла или других связующих материалов. Смесь насыпается слоями 15—20 *мм* и уплотняется пневматической трамбовкой.

Для увеличения стойкости стенок последние в отдельных случаях охлаждают водой. Охлаждение водой оправдывается только при условии увеличения стойкости стенок в 2,5—3 раза.

Подготовка плавильного пространства к плавке производится следующим образом.

Вначале разогрев печи производят дровами, затем — коксом, в конце — электрическим током. В процессе разогрева удаляется влага и за счет спекания смолы и пека цементируются зерна магнезита. В кислых печах во время нагревания удаляется влага и спекается набивная подина. Продолжительность сушки и нагрева 20—50 час.

Исходные материалы для плавки стали в электропечах

Основным исходным шихтовым материалом для плавки стали в электрических печах является стальной лом углеродистой и легированной стали и отходы литейного производства. Чушковый передельный чугун применяется с пониженным содержанием фосфора и серы в количестве не более 10% от веса шихты.

Для окисления примесей применяют железную и марганцевую руду, окалину; в отдельных случаях при производстве хромистой стали используют хромистую руду с содержанием не менее 35,0% Cr_2O_3. Для науглероживания металла, составления восстановительных и карбидных шлаков используют каменноугольный кокс, древесный уголь, нефтяной кокс, электродный бой. Все науглерожи-

ющие вещества должны содержать минимальное количество вредных примесей (фосфора и серы).

Для образования шлака в печах с основной футеровкой применяют известь, известняк, плавиковый шпат, боксит, шамотный бой, а в печах с кислой футеровкой — кварцевый песок, известь, шамотный бой, боксит.

2. Плавка стали в электродуговых печах с основной футеровкой

Подготовка печи к плавке

Заправка печи начинается сразу после выпуска предыдущей плавки. Печь устанавливают в нормальное положение и забрасывают магнезитовый порошок на задние откосы с левой и правой стороны выпускного отверстия. Чтобы замедлить остывание подины и улучшить условия приварки свежего материала, электроды опускают.

Обнаруженные на подине углубления очищают от шлака и металла струей сжатого воздуха и заправляют. Места подины и откосов, подвергшиеся значительным исправлениям, во избежание повреждений при погрузке шихты закрывают железными листами. Для лучшего приваривания заправочного материала к магнезитовому порошку добавляют молотый окислительный шлак в количестве 5—8%. После заправки задних откосов и подины заправляют правый и левый откосы, за столбиком завалочного окна. Во время заправки и загрузки печь находится в выключенном состоянии, поэтому заправку и загрузку нужно выполнять в минимально короткий срок.

Примерная продолжительность заправки печей различной емкости составляет:

Емкость печи в *т*		Продолжительность заправки в мин.	
0,5 -1,5			3—5
3 5			5—10
8—10			10—15
20 30			30—35

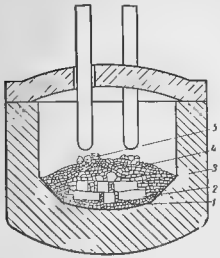
Указанное время заправки при хорошей организации и механизации работ может быть сокращено.

Загрузка шихты

Шихту для электроплавильных печей следует подбирать с таким расчетом, чтобы все необходимые материалы загрузить в печь за один прием. Добавка шихтовых материалов во время плавления приводит к удлинению плавки и к увеличению расхода электрической энергии. Наилучшей разделкой считается разделка шихты до объемного веса 3—4,5 *т*/*м*³. В зависимости от емкости печи устанавливается различное соотношение размеров шихтовых материалов (табл. 67).

Загрузка шихтовых материалов в печь производится в следующем порядке: на подину для лучшего ее сохранения загружают чистую стальную стружку и половину мелкого стального лома *1* (фиг. 121), затем в район действия электрических дуг укладывают крупные

куски *2* и тугоплавкие части шихты (малоуглеродистый лом) и промежутки заполняют мелкими кусками, далее загружают средние куски *3*, чушки чугуна, мелкие куски и все это сверху засыпают мелочью и стружкой *4*. Шихта укладывается горкой в центре печи; ближе к поду она укладывается плотней, кверху более рыхло. Сверху на шихту укладывают куски кокса *5*. Раскаленные куски кокса лучше сохраняют тепло, чем холодная шихта.



Фиг. 121. Схема правильной загрузки шихты.

В целом шихта должна быть загружена так, чтобы электроды вначале плавления быстро углублялись в нее и затем большую часть периода плавления находились внутри шихты. Такое расположение шихты предохраняет футеровку от разрушения.

Опускание электродов замедляется, когда электрические дуги подходят к крупным кускам; шихта лучше прогревается и быстрее расплавляется. Загрузка шихты может производиться ручным и механизированным способами.

При ручном способе для быстрой загрузки шихтовые материалы должны быть более тщательно подготовлены. Продолжительность ручной загрузки, в зависимости от емкости печи, колеблется в следующих пределах:

Емкость печи в *т*	Продолжительность загрузки в мин.
1,5—3	10 15
3—5	15 20
5—10	25 —45

Механическая загрузка электроплавильных печей осуществляется:

при помощи лотка — скорость загрузки 0,05 *т/мин*;

при помощи крановой загрузочной машины — скорость загрузки 1 *т/мин*;

при помощи бадей, корзин и специальных приспособлений — скорость загрузки 1,5—5 *т/мин*.

Таблица 67

Емкость печи в *т*	Крупные куски	Средние куски	Мелкие куски
	в %		
1,5—3	20—30	30—40	30—35
5—10	25—35	30—40	25—30
20—40	40—60	25—35	15—20

Последний способ загрузки применяется для печей со съемными и поворотными сводами, для печей с поднимающимся сводом и выкатывающимся вперед корпусом печи.

Корпус печи выкатывается настолько, чтобы бадьей или корзиной можно было подать шихту прямо в печь.

В отдельных случаях применяют печи с поднимающимся и откатывающимся сводом.

Наиболее удобны для загрузки печи с выдвижным корпусом. Для загрузки шихты применяют бадьи с открывающимся днищем, из гибких секторов. Такую бадью можно опускать на под, затем, освободив замок, медленно поднять вверх. Шихтовый материал при этом сохраняет то положение, которое он получил при заполнении бадьи.

Механическая загрузка шихты через верх печи должна производиться быстро. При этом способе загрузки даже незначительное промедление приводит к значительным потерям тепла. При хорошей организации этот способ загрузки увеличивает производительность печи на 15—25%, уменьшает удельный расход электроэнергии на 10—15%, уменьшает себестоимость стали на 5—7%, облегчает тяжелый труд рабочих, допускает возможность загружать более крупные куски и позволяет применять шихту с плотностью менее 3 *т³/т*.

Плавка металла

Плавление металла начинается под электродами, жидкие капли металла стекают вниз и накапливаются на подине. Электроды автоматически постепенно опускаются вниз и проплавляют в твердой шихте колодцы (фиг. 122). Когда электроды опустятся до жидкого металла, их поднимают вверх, в колодцы сталкивают твердую шихту и снова опускают электроды. После расплавления большей части шихты остатки твердой шихты с откосов сталкивают в жидкий металл. В случаях образования сводов из сплавленных материалов, которые трудно разбить, пользуются кислородной резкой. При помощи особого приспособления — пики — вводится в печь кислород, и сплавленная шихта разрезается на части, затем сталкивается в жидкий металл.

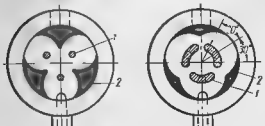
Фиг. 122. Плавление шихты в дуговой печи:
а — образование колодцев.

Схема расплавления шихты под электродами в обычных печах неподвижным подом показана на фиг. 123, *а*.

Чтобы ускорить расплавление шихтовых материалов и облегчить труд сталеваров, применяют электродуговые печи с поворачивающимся подом (фиг. 123, *б*). В этих печах поле действия электродуг расширяется, вследствие чего значительно облегчается труд сталевара.

Присадку извести в печь в большинстве случаев начинают с момента образования проплавленных колодцев. Своевременное образование шлака уменьшает потери тепла, излучаемого металлом, и предохраняет ванну от науглероживающего действия электродов. По мере увеличения количества расплавленного жидкого металла в ванну постепенно добавляют шлакообразующие материалы.

Во время расплавления металла его химический состав меняется, так как происходит окисление примесей. В начале примеси окисляются за счет кислорода, который проникает в атмосферу печи через неплотности, затем, когда металл расплавится и образуется над ним слой шлака, окисление примесей идет за счет растворяющейся в металле закиси железа.



Фиг. 123. Характер плавления шихты в печах с неподвижным (*а*) и поворачивающимся (*б*) подом:

1 — положение электродов; *2* — остатки шихты на откосах.

Источником кислорода в электродуговой печи являются: воздух, попадающий в печь; окислы, образующиеся на поверхности твердой шихты; железная руда или окалина, которые добавляют с шихтой или в период расплавления металла; ржавчина, которую могут вносить шихтовые материалы.

Соприкосновение окислов железа с расплавленным металлом приводит к окислению железа. Закись железа растворяется в шлаке и металле.

Растворенная закись железа взаимодействует с примесями, находящимися в жидком металле:

$$Si + 2FeO \rightarrow SiO_2 + Fe;$$

$$Mn + FeO \rightarrow MnO + Fe;$$

$$2P + 5FeO \rightarrow P_2O_5 + 5Fe;$$

$$3FeO + P_2O_5 \rightarrow (FeO)_3P_2O_5.$$

Для успешного окисления фосфора необходимо иметь значительный избыток закиси железа, поэтому в тех случаях, когда из металла надо удалить фосфор в шлак, одновременно с известью дают железную руду. Основные условия для удаления фосфора состоят в том, чтобы по возможности раньше создать в печи шлак с высокой концентрацией закиси железа и окиси кальция.

При расплавлении шихты с содержанием легирующих элементов последние будут окисляться:

$$Cr + FeO \rightarrow CrO + Fe;$$

$$2Cr + 3FeO \rightarrow Cr_2O_3 + 3Fe;$$

$$Ti + 2FeO \rightarrow TiO_2 + 2Fe;$$

$$2V + 3FeO \rightarrow V_2O_3 + 3Fe.$$

Поэтому при плавке стали с окислением легированные отходы ального лома применять нецелесообразно.

Период плавления считается оконченным, когда все твердые части шихты расплавятся. После этого металл перемешивают ломом и берут пробу на химический анализ.

Металл после расплавления при плавке с окислением примесей должен содержать: углерода на 0,5 -0,6% выше заданного предела в готовой стали; кремния — следы, так как он задерживает окисление углерода; марганца 0,2 -0,3%; фосфора не более 0,05%.

В процессе расплавления образуется шлак из окислов, получившихся в результате окисления элементов, оплавившейся футеровки, добавленных флюсов и окислителей.

Состав шлака после расплавления шихты колеблется по содержанию окислов в следующих пределах: 35—45% CaO; 18—25% SiO_2; 10—14% MgO; 5—10% MnO; 4—7% Al_2O_3; 4—10% FeO; 1—4% Fe_2O_3; 0,2—0,5% P_2O_5.

Основность шлака по отношению $\frac{CaO}{SiO_2 + P_2O_5}$ около 2,0.

После взятия первой пробы на химический анализ приступают к проведению следующего этапа плавки — окислительному периоду, в задачи которого входит удаление фосфора до заданных пределов, окисление углерода, удаление газов и неметаллических включений из металла и нагрев последнего до заданной температуры.

Окислительный период плавки

Начало окислительного периода будет зависеть от того, каким способом наводятся необходимые для процесса шлаки. В настоящее время различают три способа наведения шлаков:

1) в печь с шихтовыми материалами вводится 50% железной руды и до 100% извести; после расплавления всей шихты забрасывается остаток руды;

2) руда и известь небольшими порциями вводятся в печь в период плавления, а остающаяся часть — после полного расплавления всей шихты;

3) руда и известь вводятся в плавку после полного расплавления всей шихты.

При выборе того или иного метода плавки руководствуются тем, что фосфор из металла удаляется активнее при температурах

более низких, так как реакции окисления и образования соединений фосфора сопровождаются выделением тепла.

Общая реакция удаления фосфора представляется в следующем виде:

$$2\,[P] + 5\,[FeO] + 4\,(CaO) \rightarrow (4CaO\ P_2O_5) + 5\,[Fe].$$

Применение первого способа образования шлака дает хорошие результаты по удалению фосфора, но при этом способе затрудняется регулирование окислительной способности шлака.

Второй и третий способы допускают возможность регулирования окислительной способности шлака. В скоростных плавках стараются совместить окислительный период с периодом плавления. В этом случае окисление примесей начинают в более ранний период. Понизить содержание фосфора до значительных пределов в период расплавления металла не представляется возможным, поэтому удаление фосфора частично продолжается в окислительный период и частично совмещается с окислением углерода.

Но одновременное окисление фосфора и углерода затрудняется тем, что окисление углерода идет при более высоких температурах. Для успешного удаления фосфора необходимо чаще обновлять шлак, держать его жидкоподвижным и непрерывно выпускать из печи.

Вследствие того, что шлак непрерывно обновляется присадками руды и извести, концентрация фосфора в нем уменьшается и создаются благоприятные условия для удаления фосфора из металла. Во время окисления углерода металл хорошо перемешивается за счет выделяющихся пузырьков окиси углерода.

Реакция окисления углерода идет с поглощением тепла:

$$C + FeO \rightarrow CO + Fe,$$

поэтому количество добавляемой за один прием железной руды ограничивается. Присадка руды в большом количестве охлаждает металл и кипение замедляется, а вялое кипение слабо предохраняет металл от насыщения его газами.

В процессе кипения происходит удаление водорода, азота и кислорода, а также неметаллических включений, перемешивание металла и выравнивание температуры по всей ванне.

Скорость окисления углерода зависит от тепловой мощности печи. При окислении рудой скорость окисления углерода может быть доведена до 1,5—2,0% в час. Применение кислорода дает возможность получить еще большую скорость окисления углерода. Кислород вводится в жидкую ванну при помощи металлической трубы диаметром 19 *мм* под давлением 5—7 *ат* со скоростью 13—14,5 *м³/мин*.

Вдуваемый в ванну кислород используется на окисление углерода до 90—95%. Температура металла при этом поднимается на 50—100°.

На наших заводах широко применяют кислород для окисления углерода, особенно при плавке хромистой и другой легированной стали.

Практически применяются следующие скорости окисления углерода в зависимости от емкости печи и времени окислительного периода (табл. 68).

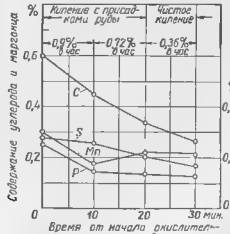
Таблица 68

Емкость печи в *т*	Скорость в %/ч		
	в начале кипения	в конце кипения	средняя
Малые печи (0,5 5)	0,8 1,0	0,35—0,45	0,60—0,70
Средние печи (8 15)	0,7—0,8	0,3—0,4	0,55—0,65
Крупные печи (20 40)	0,6 0,7	0,3 0,4	0,5—0,6

Примерная продолжительность окислительного периода для печей различной емкости составляет:

Малые печи	30—40 мин.
Средние „	40—50 „
Крупные „	50 60 „

Изменение содержания элементов в стали по ходу окислительного периода в основной печи емкостью 3 *т* показано на фиг. 124.



Фиг. 124. Изменение содержания элементов в стали по ходу окислительного периода в основной печи.

Содержание углерода к концу кипения должно быть ниже (на 0,05—0,15%) нижнего предела, заданного для стали данной марки. Это объясняется тем, что дальше по ходу плавки часть углерода перейдет в металл из восстановительного шлака, ферросплавов и частично из электродов.

Присадка руды прекращается за 10—20 мин. до конца окислительного периода. Окисление углерода под шлаком без добавки в него руды называется чистым кипением. После чистого кипения производят удаление шлака. Шлак окислительного периода имеет следующий примерный состав: 40 -50% CaO; 10—20% SiO_2; 12—30% FeO; 4—10% MgO; 5—10% MnO; 2—4% Al_2O_3.

В окислительный период, как видно из графика (фиг. 124), количество серы в металле понижается за счет частого обновления шлака. Но основное понижение серы достигается в восстановительном периоде. Нагревание металла в восстановительный период затрудняется тем, что металл успокаивается, а нагревать спокойный металл очень трудно: верхние слои ванны перегреваются на 50—100° по сравнению с нижними, перегревается также шлак, все это отражается на стойкости футеровки. Когда металл кипит, температура выравнивается по всей ванне. К концу окислительного периода металл должен иметь температуру для стали конструкционных марок 1630—1640° и для углеродистой инструментальной стали 1590—1600°.

По достижении заданной температуры и заданного химического состава по углероду окислительный шлак удаляют из печи.

При плавке стали менее ответственных марок, имеющей значительное количество примесей, можно окислительный шлак не скачивать, но для дальнейшего процесса плавки этот шлак должен быть изменен добавкой к нему кокса и раскисляющих присадок.

Науглероживание металла при плавке в электродуговых печах

Плавка стали в электроплавильных печах должна проводиться с таким расчетом, чтобы металл не науглероживался. Поэтому в окислительный период берут пробы и следят за скоростью выгорания углерода.

Операция науглероживания затягивает плавку на 10—30 мин.

Положительной стороной науглероживания является раскисление металла углеродом:

$$FeO + C \rightarrow Fe + CO.$$

Однако в процессе науглероживания ванна жидкого металла поглощает водород и азот и понижает температуру металла.

Науглероживание идет по реакции:

$$3Fe + C \rightarrow Fe_3C.$$

Для науглероживания применяют электродный бой, кокс и антрацит. Куски науглероживателя должны быть размером 20—30 *мм*. Для определения необходимого количества науглероживателей принимают усвоемость углерода металлом для электродного боя 70—80%, для кокса 50—70% и для антрацита 50—75%. Науглероживатели должны содержать минимальное количество серы и золы.

Лучшим науглероживателем считают электродный бой.

После науглероживания в печь забрасывают шлакообразующие материалы для образования восстановительного шлака, необходимого для следующего, восстановительного периода плавки.

Восстановительный период плавки

Во время восстановительного периода происходит раскисление металла, удаление серы, доведение металла до заданного химического состава и температуры.

Восстановительный период нужно заканчивать в возможно короткий срок, так как интенсивность кипения стали в этот период уменьшается, а к концу его — прекращается и готовая сталь может насыщаться газами — водородом и азотом.

Фиг. 125. Изменение содержания водорода по ходу плавки в дуговой печи с основной футеровкой.

На фиг. 125 показано изменение содержания водорода по ходу плавки в дуговой печи с основной футеровкой. Из графика видно, что после значительного снижения содержания водорода в окислительном периоде оно значительно возрастает в зависимости от продолжительности восстановительного периода. Заканчивается восстановительный период плавки раскислением стали.

В практике применяют три способа раскисления металла: кусковыми раскислителями (осадочное раскисление); кусковыми раскислителями и шлаковыми смесями через шлак (осадочно-диффузионное раскисление); шлаковыми смесями через шлак (диффузионное раскисление).

Осадочное и осадочно-диффузионное раскисление применяют для выплавки стали рядовых марок; диффузионное, когда к стали предъявляются особые требования в отношении количества неметаллических включений.

Наиболее быстрое раскисление достигается при введении кусковых раскислителей. Но при этом в металле образуются неметаллические включения: MnO, SiO_2 и Al_2O_3.

При раскислении стали одним раскислителем не достигается хороших результатов, так как действие этого раскислителя уменьшается по мере снижения закиси железа в металле. Кроме того, продукты раскисления образуются в виде мельчайших частичек, которые медленно выделяются из металла.

Отдельные раскислители для получения хороших результатов следует вводить в металл в определенной последовательности, с таким расчетом, чтобы продукты раскисления могли взаимодействовать между собой, давая легкоплавкие соединения, и легко всплывать в шлак.

Лучшие результаты при раскислении получаются при введении комплексных раскислителей в виде сплавов — силикокальция, сили-

комарганца и др. Раскисление комплексным сплавом обеспечивает наилучшие условия взаимодействия продуктов раскисления между собой

$$FeO + Mn \rightarrow MnO + Fe$$
$$FeO + Si \rightarrow SiO_2 + Fe$$
$$FeO + Al \rightarrow Al_2O_3 + Fe$$

все продукты раскисления находятся в контакте и вступают в химические реакции:

$$MnO + SiO_2 \rightarrow MnOSiO_2 \text{ или } 2MnO \cdot SiO_2$$
$$Al_2O_3 + SiO_2 \rightarrow Al_2O_3 \cdot SiO_2.$$

Температура плавления образующихся продуктов значительно ниже, чем их окислов, и они легче выделяются в шлак.

После введения раскислителей на поверхность забрасывается шлаковая смесь (известь, плавиковый шпат и уголь). Выдерживают металл несколько минут, тщательно перемешивают и окончательно раскисляют алюминием. Алюминий необходимо вводить в металл после того как металл раскислили другими раскислителями: Si, Mn, C, за 2—3 мин. до выпуска плавки.

Таблица 69

Раскислитель	Средний размер включений в $мм \times 10^{-4}$	Максимальная скорость всплывания частичек в $м/мин$
Ферросилиций	15	14
Ферромарганец и ферросилиций . .	36—45	100
Силикомарганец . . .	650 1000	39420

Средние размеры частичек и скорость их подъема приведены в табл. 69.

Смешанное раскисление требует больше времени, так как в период раскисления необходимо выдерживать металл под восстановительным шлаком.

Для раскисления удаляют основную массу окислительного шлака, добавляют кусковые раскислители (ферромарганец, ферросилиций или силикомарганец) и забрасывают в печь шлаковую раскислительную смесь из извести и плавикового шпата, молотых углеродистых веществ, кокса или электродного боя. После выдержки металла под углеродистым раскислительным шлаком добавляют шлаковую смесь из извести, плавикового шпата и молотого ферросилиция и выдерживают металл под этим шлаком.

В результате выдержки металла под шлаками происходит диффузионное раскисление и в металле остается меньшее количество продуктов раскисления.

Алюминий для окончательного раскисления дается перед выпуском плавки.

Диффузионное раскисление в электроплавильных печах получило широкое распространение. Раскисление стали при этом осуществляется двумя способами: выдержкой металла под восстановительным шлаком или выдержкой металла под карбидным шлаком.

Для достижения хорошего раскисления под раскисляющими шлаками требуется длительная выдержка и дополнительный расход энергии. Так, например, смешанное раскисление проходит за 35—40 мин. при дополнительном расходе электрической энергии 20—120 *квт-ч/т*, а диффузионное раскисление через шлак за 60—80 мин. с расходом энергии до 150—220 *квт-ч/т*.

Раскисление металла под восстановительным шлаком

После удаления окислительного шлака в металл добавляют ферромарганец до среднего содержания его в стали и на поверхность забрасывают шлаковую смесь, состоящую из 80% извести и 20% плавикового шпата в количестве 3% от веса металла для малых печей, 2% для средних и 1—1,5% для крупных печей.

После того как шлаковая смесь расплавится и образуется жидкоподвижный шлак, приступают к образованию белого шлака. Белый восстановительный шлак имеет примерно следующий состав: 55—60% CaO; 10—20% SiO_2; 0,7—1% FeO; 0,4—0,5% MnO; 6—10% MgO; 2—3% Al_2O_3; 5—10% CaF_2; 0—1,5% CaS.

Белый восстановительный шлак характеризуется высоким содержанием CaO и малым содержанием закиси железа и марганца; кроме того, восстановительный шлак содержит связанную серу.

Для образования белого шлака в печь по ходу плавки забрасывают восстановительные смеси; в начале восстановительного периода смеси с молотыми углеродистыми веществами, а к концу — с добавкой молотого ферросилиция.

Шлаковая смесь с углеродом составляется из 5 частей (по весу) извести, 1 части плавикового шпата, 1 части молотого кокса и 2 частей древесного угля. Смесь забрасывают в печь два-три раза до посветления шлака. Общее количество шлака в печи постепенно увеличивается. Если шлак густой, углерод смешивается со шлаком и науглероживает металл. При нормальной жидкоподвижности шлаков науглероживание под восстановительным шлаком составляет не более 0,02—0,04% за 1 час.

Жидкоподвижность белого шлака регулируется добавкой извести, плавикового шпата или шамотного боя. Раскисление идет за счет углерода:

$$FeO + C \rightarrow CO + Fe;$$
$$MnO + C \rightarrow CO + Mn.$$

После посветления шлака для дальнейшего раскисления добавляют раскислительную смесь, состоящую из 5 частей (по весу) извести, 1 части плавикового шпата, 1 части древесного угля и 1 части молотого порошка 75- или 45%-ного ферросилиция.

Добавка шлаковой смеси с ферросилицием ускоряет образование белого шлака, и раскисление идет быстрее. Раскисление проходит в шлаке, и кремнезем не попадает в металл.

$$2FeO + Si \rightarrow SiO_2 + 2Fe;$$
$$2MnO + Si \rightarrow SiO_2 + 2Mn.$$

Кремнезем связывается известью в $CaO \cdot SiO_2$ или $2CaO \cdot SiO_2$. Шлак по мере уменьшения закиси железа и марганца становится белым и при охлаждении рассыпается в порошок. При добавке ферросилиция в шлаковую смесь необходимо учитывать, что до 50% кремния усваивается металлом. Поэтому его количество в раскислительной смеси ограничивается пределом, допускаемым в стали.

Общее количество восстановительного белого шлака в результате присадок раскисленных смесей должно составлять для малых печей до 6% веса металла и для больших печей до 4%.

Выдержка под восстановительным белым шлаком продолжается в среднем 1 час. В результате этой выдержки количество закиси железа снижается в шлаке на 90% и в металле на 65%.

В конце восстановительного периода перед выпуском стали в ванну вводят на штанге кусковой алюминий.

При выдержке металла под восстановительным шлаком количество серы в металле уменьшается. При этом условия удаления серы в восстановительный период в электроплавильной печи улучшаются по сравнению с окислительным периодом. В окислительном периоде сера не связывается в том случае, если в шлаке содержится большое количество окисей железа и марганца.

При этих условиях реакции

$$FeS + CaO \rightleftarrows CaS + FeO;$$
$$MnS + CaO \rightleftarrows CaS + MnO$$

носят обратимый характер.

Совершенно в других условиях проходят реакции связывания серы под восстановительным шлаком, в котором содержится минимальное количество закиси железа и марганца, и дополнительно к тому же в шлаке имеется углерод:

$$FeS + CaO + C \rightarrow CaS + Fe + CO;$$
$$MnS + CaO + C \rightarrow CaS + MnCO.$$

Реакция связывания серы в этом случае не является обратимой, так как углерод выделяется в виде газа CO.

Сера в начале восстановительного периода удаляется из металла интенсивно, но по мере уменьшения ее содержания удаление замедляется.

Для удаления серы из металла необходимо тщательно раскислять металл и шлак, поддерживать высокую основность шлака и хорошую жидкоподвижность, поддерживать более высокую температуру и давать более длительную выдержку под восстановительным шлаком. Лучшие результаты удаления серы достигаются при выдерживании металла в восстановительный период под карбидным шлаком.

Раскисление металла под карбидным шлаком

Плавка с раскислением под карбидным шлаком применяется главным образом для приготовления обычной высокоуглеродистой и легированной инструментальной стали. В отдельных случаях этот способ применяется для среднеуглеродистой конструкционной стали.

При этом способе достигается большая степень раскисления металла и шлака, причем в металле почти не остается продуктов раскисления, тогда как при раскислении белым шлаком кремний дает окислы, которые трудно выделяются из металла.

После удаления окислительного шлака в печь забрасывают смесь из извести и плавикового шпата для образования основного известкового шлака в количестве 3—4% от веса металла. Когда образуется густой жидкоподвижный шлак, в печь забрасывают шлаковую смесь для образования карбидного восстановительного шлака. После образования жидкого шлака на поверхность забрасывают молотый кокс в количестве 0,6—0,8% от веса металла. Далее по ходу плавки добавляют смесь, состоящую из извести, плавикового шпата и молотого кокса. Кокс рассыпают равномерно по всей поверхности. Если шлак будет густой, кокс смешается со шлаком и будет науглероживать металл.

Для образования карбидного шлака печь плотно закрывают и включают. При большом избытке углерода под дугой образуется карбид кальция — CaC_2:

$$CaO + 3C \rightarrow CaC_2 + CO.$$

Образующийся карбид кальция распределяется по всей массе шлака и взаимодействует с закисью железа, марганца, сернистым железом и сернистым марганцем. Кроме того, присутствующий в шлаке углерод также раскисляет металл по реакциям:

$$FeO + C \rightarrow Fe + CO;$$
$$MnO + C \rightarrow Mn + CO$$

Раскисление металла за счет карбида идет более эффективно:

$$3FeO + CaC_2 \rightarrow 3Fe + CaO + 2CO;$$
$$3MnO + CaC_2 \rightarrow 3Mn + CaO + 2CO.$$

Если в шлаке оказываются окислы кремнезема, они также могут восстанавливаться карбидом и переходить в металл:

$$3SiO_2 + 2CaC_2 \rightarrow 3Si + 2CaO + 4CO.$$

Удаление серы под карбидным шлаком более успешно, так как восстановительный период в этом случае проходит при более высоких температурах, с большим количеством шлака (до 7% от веса металла) и в восстановительной атмосфере.

Удаление серы в этих условиях идет по следующим реакциям:

$$FeS + CaO + C \rightarrow CaS + CO + Fe;$$

$$MnS + CaO + C \rightarrow CaS + CO + Mn;$$

$$3FeS + CaC_2 + 2CaO \rightarrow 3CaS + 3Fe + 2CO;$$

$$3MnS + CaC_2 + 2CaO \rightarrow CaS + 3Mn + 2CO.$$

Эти реакции необратимы, так как один из продуктов реакции – окись углерода – удаляется из металла и шлака в печную атмосферу.

При выдерживании металла под карбидным шлаком происходит науглероживание его на 0,05—0,1% в час. Особенно интенсивно происходит науглероживание металла при густых карбидных шлаках или при выпуске металла из печи под карбидным шлаком. Поэтому шлак разжижают присадками фтористого кальция, а перед выпуском металла из печи карбидный шлак разбавляют присадками и переводят в белый шлак.

Состав карбидного шлака примерно следующий: 55 -65% CaO, 10—15% SiO_2; до 0,5% FeO; до 0,3% MnO; 6 -10% MgO; 2—3% Al_2O_3; 8—12% CaF_2; 1 -2% CaS и 2—5% CaC_2.

Карбидный шлак имеет высокое содержание CaO и низкое содержание FeO и MnO; в нем содержится также до 2—5% CaC_2.

Для перевода карбидного шлака в белый применяют несколько способов: в печь дают большое количество извести и плавикового шпата, приоткрывают заслонку для доступа воздуха или в отдельных случаях удаляют часть карбидного шлака и добавляют в печь известь, плавиковый шпат или бой шамотного кирпича.

После выдержки металла под карбидным шлаком в течение 1 часа, примерно за 10 –15 мин. до конца плавки в шлак и в металл добавляют ферросилиций.

За 2—3 мин. до выпуска в ванну для окончательного раскисления вводят алюминий. Количество алюминия зависит от марки выплавляемой стали и находится в пределах 0,3—1 *кг* на 1 *т*. Алюминий необходимо вводить в металл, когда он предварительно раскислен другими раскислителями (C, Si, Mn), в противном случае металл будет содержать большое количество неметаллических включений.

3. Плавка стали в электродуговых печах с кислой футеровкой

Электродуговые печи с кислой футеровкой широко применяются в литейном производстве. В этих печах можно получать сталь с высоким перегревом для заливки тонкостенных фасонных деталей. Кроме того, в этих печах наиболее рационально могут быть переплавлены легированные отходы с минимальными потерями легирующих элементов. Емкость применяемых электрических печей с кислой футеровкой — до 10 *т*. Расход электрической энергии на 1 *т* выплавляемой стали в этих печах меньше, чем в печах с основной футеровкой.

Подготовка печи к плавке

Подготовка печи к очередной плавке состоит в очистке печи от остатков шлака и металла предыдущей плавки и заправке пода, откосов и стен новыми материалами.

Для заправки применяют кварцевый песок следующего состава: 96% SiO_2; до 1% Fe_2O_3; до 2% Al_2O_3; не более 1% прочих примесей. Размер зерен песка не более 3 *мм*.

На отдельных заводах для лучшего приваривания песка в его состав добавляют 3—5% молотого шлака кислой плавки.

Продолжительность заправки в печах с кислой футеровкой емкостью 0,5—10 *т* 3—9 мин. На заправку пода печей с кислой футеровкой обращают особое внимание, так как под этих печей изменяет свой состав. Так, например, новая подина содержит: 98,4% SiO_2 и 0,57% FeO; после 200 плавок: 78,9% SiO_2 и 7,7% FeO: после 500 плавок: 66,4% SiO_2 и 22,10% FeO.

Загрузка шихты

Для печей с кислой футеровкой применяют шихту, состоящую из 30% мелкогабаритного лома и 70% среднекрупного лома и отходов литейного производства. Содержание углерода в шихте для плавки в кислых печах должно быть на 0,2—0,3% выше нижнего предела, заданного в готовой стали. Количество кремния и марганца в шихте берется из такого расчета, чтобы после расплавления шихты ставалось в металле 0,03—0,10% кремния; 0,12—0,20% марганца.

Практически установлено, что при расплавлении 1 *т* шихты кислых печах на окисление примесей расходуется около 4,5—8 *кг* кислорода. При расчетах необходимого количества кислорода следует учитывать, что кремний должен окисляться полностью, а марганец не более 0,20%.

Фосфора и серы в шихтовых материалах должно быть минимальное количество (менее 0,05% каждого), а для стали ряда марок — ниже пределов, допускаемых в отливках.

Загрузка шихтовых материалов ведется в следующем порядке: на под загружают половину мелочи, затем в зону действия электродов загружают крупную и среднюю шихту; при этом более тугоплав-

кая ее часть должна быть ближе к электродам, а легкоплавкая (литники, прибыли, легированный лом) — ближе к откосам. Сверху крупная и средняя шихта засыпается мелким ломом. Руда и флюсующие материалы в завалку не даются, их подгружают по мере расплавления металла.

Плавка металла

Плавку металла в печах с кислой футеровкой, так же как и в печах с основной футеровкой, нужно вести максимально быстро. После образования на поду достаточного количества жидкого металла в печь забрасывают оборотный шлак от предыдущей плавки для образования шлакового покрова. Когда полностью расплавится весь металл, шлак будет иметь следующий состав: 38—46% SiO_2; 22—28% FeO; 18—26% MnO; 6—7% CaO.

Для проведения плавки с окислением примесей в металле после расплавления необходимо иметь небольшой избыток углерода, не более 0,3—0,5%, не более 0,03—0,15% Si и не более 0,10—0,15% Mn.

Удаление фосфора при плавке стали в печах с кислой футеровкой

Для плавки в печах с кислой футеровкой применяют чистую по содержанию фосфора шихту. В отдельных случаях после расплавления в первых пробах содержание фосфора может быть выше допускаемых пределов. В этом случае можно применить способ удаления фосфора в кислой печи, разработанный на Мытищенском заводе.

Способ основан на том, что в печах с кислой футеровкой на короткое время создается основной окислительный шлак. Кратковременное пребывание основного шлака в кислой печи в начальный период плавки, когда футеровка печи еще сильно не нагрелась, дает незначительное разрушение, не превышающее размеры разрушений при обычной плавке.

Для удаления фосфора применяют несколько вариантов наводки шлака.

1-й вариант. После расплавления металла снимают 70—80% кислого шлака, затем забрасывают в печь известь и руду в количестве 25 –40 *кг* на 1 *т* стали. После присадки руды и извести нагревают металл в течение 10—15 мин. и снимают образовавшийся шлак. При таком удалении фосфора содержание его в металле снижается на 0,002—0,007%.

2-й вариант. После расплавления металл нагревают в течение 10—15 мин. и снимают 70—80% первого шлака.

В печь под электроды дают 60—80 *кг* известняка на 1 *т* металла. Печь выдерживают под током до образования надлежащего шлака, затем выключают ток и в ванну дают 10—20 *кг* крупнокусковой железной руды на 1 *т* жидкого металла. Руду добавляют в несколько приемов. Вспенившийся шлак удаляют из печи. После некоторой выдержки снимают 80—90% известкового шлака. Часть известкового шлака оставляют для наведения кислого окислительного шлака.

При удалении фосфора по этому варианту его содержание снижается на 0,013—0,024%.

3-й вариант. К концу расплавления в подогретую ванну забрасывают руду, шлак вспенивается и половину его снимают, затем в печь загружают 60—80 *кг* известняка на 1 *т* металла. После образования шлака в печь добавляют 1—2 лопаты руды на 1 *т* металла. Шлак вспенивается и его удаляют из печи, после чего берут пробы. Если содержание фосфора высокое, присаживают еще руду и дают выдержку, затем снимают 80% известкового шлака и наводят кислый окислительный шлак.

Содержание фосфора при этом снижается до 0,045%, а к концу плавки после удаления известкового шлака — до 0,016%.

Методы удаления фосфора в печах с кислой футеровкой пока еще не получили полной разработки, но практические результаты могут быть использованы для исправления плавок, выходящих за допускаемые пределы по фосфору.

Расход электрической энергии при удалении фосфора возрастает до 880—910 *квт-ч* на 1 *т* металла вместо 850 *квт-ч* на 1 *т* для обычной плавки.

Продолжительность плавки удлиняется на 30—40 мин.

Окисление углерода и других примесей

Окисление углерода проходит успешно в том случае, когда в металле остается минимальное количество марганца и других примесей (Ti, V).

Окисление углерода под окислительным шлаком может проходить без добавки руды. Скорость окисления углерода в этом случае не превышает 0,25—0,3% в час. С присадкой руды окисление углерода идет с большей скоростью до 0,4—0,6% в час. Несколько большие скорости могут быть применены при окислении углерода кислородом.

В окислительный период плавки содержит закиси железа в пределах 30 –35% FeO. По мере окисления углерода содержание закиси железа в шлаке уменьшается:

$$FeO + C \rightarrow Fe + CO.$$

В конце окислительного периода окислительный шлак содержит: 45 –55% SiO_2; 15—20% FeO; 15—25% MnO; 7—8% CaO

Раскисление металла

Раскисление металла в этих печах может производиться различным способами: с удалением окислительного шлака и наведением нового или без удаления окислительного шлака, но с изменением его состава.

Первый способ раскисления применяется при выплавке стали, предназначенной для ответственных деталей. В этом случае снимают

окислительный шлак и наводят новый шлак из шамотного боя, песка, формовочной земли, известняка или извести. Расход шлаковой смеси при наведении шлака составляет 1,5—2% от веса металла. В отдельных случаях применяют частичное удаление окислительного шлака и освежение его флюсующими материалами — песком, шамотным боем, формовочной землей и известью.

Второй способ раскисления — без снятия окислительного шлака — применяют при плавке обычной стали. В этом случае к моменту раскисления в шлаке необходимо уменьшить количество закиси железа. Уменьшается количество закиси железа последовательно, следующими приемами: прекращают добавку руды, но для поддержания надлежащей интенсивности кипения в шлак добавляют известь или сухой раздробленный известняк.

Добавка извести и сухого известняка в шлак в период чистого кипения заменяет добавку руды, так как окись кальция вытесняет из соединений закись железа по реакциям:

$$FeO \cdot SiO_2 + CaO \rightarrow CaO \cdot SiO_2 + FeO;$$

$$2FeO \cdot SiO_2 + 2CaO \rightarrow Ca_2O \cdot SiO_2 + 2FeO.$$

Освободившаяся закись железа взаимодействует с углеродом и поддерживает кипение:

$$FeO + C \rightarrow Fe + CO.$$

Количество закиси железа в шлаке уменьшается, и шлак постепенно становится светлее. Кроме того, для диффузионного раскисления в шлак добавляют раскисляющие смеси.

Более интенсивного посветления шлака можно достигнуть добавкой в него 0,1—0,2% молотого кокса или древесного угля, а в отдельных случаях 0,1—0,2% молотого ферросилиция. После получения нормального шлака и заданного состава стали производят осадочное раскисление: предварительное - присадкой силикомарганца или ферросилиция и окончательное, перед выпуском, алюминием.

Состав шлака перед выпуском может колебаться в значительных пределах, в зависимости от способа раскисления, марки выплавляемой стали, и содержать следующие компоненты: 50—60% SiO_2; 3—10% FeO, до 0,2% Fe_2O_3; 5—10% MnO; 5—25% CaO; 5—10% Al_2O_3.

Особенностью плавки стали в печах с кислой футеровкой является то, что при высоких температурах в печи из кремнезема может восстанавливаться кремний и марганец за счет углерода и железа по реакциям:

$$SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2CO;$$

$$SiO_2 + 2Fe \rightarrow Si + 2FeO.$$

Восстановившийся кремний постепенно насыщает ванну. В практике применяют два способа плавки стали в печах с кислой футеровкой: без восстановления значительного количества кремния — активный процесс и с восстановлением кремния — кремневосстановительный процесс

Активный процесс плавки в электропечах с кислой футеровкой

При активном процессе плавки принимают все меры к тому, чтобы весь металл активно кипел до конца плавки. Для этого необходимо обеспечить ванну растворяющейся закисью железа:

$$C + FeO \rightarrow Fe + CO.$$

Шлак должен быть жидкоподвижен и содержать значительное количество закиси железа — более 22%. Как только количество закиси железа в шлаке становится менее 22%, начинается реакция восстановления кремния:

$$SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2CO.$$

Кипение ванны за счет восстановления кремния отмечается появлением редких пузырей, которые слабо защищают металл от насыщения его газами, поэтому в этот момент добавляют кусковые раскислители и выпускают металл. В отдельных случаях дают небольшую выдержку для того, чтобы часть кремния (не выше 0,2%) восстановилась и перешла в металл. Скорость восстановления кремния достигает 0,01% в минуту

Кремневосстановительный процесс плавки в электропечах с кислой футеровкой

В плавках, которые ведутся кремневосстановительным процессом, принимают меры к тому, чтобы кремний восстанавливался и переходил в металл. После окончания окислительного периода проводят процесс восстановления кремния. При интенсивном восстановлении кремния кипение идет за счет выделяющейся окиси углерода:

$$SiO_2 + 2C \rightarrow Si + 2CO,$$

но это кипение слабо защищает металл от насыщения газами, а восстановление кремния за счет железа не вызывает кипения:

$$SiO_2 + 2Fe \rightarrow Si + 2FeO.$$

Поэтому при кремневосстановительном процессе для защиты металла от насыщения газами применяют покровные шлаки. Шлаки должны быть вязкими и в достаточном количестве (5—6% от веса металла), чтобы хорошо закрывать металл. В шлаке должен быть избыток кремнезема. Кроме того, для успешного проведения кремневосстановительной плавки необходимо иметь очень хорошо заправленные подину и откосы.

При выдерживании металла под густым, вязким шлаком достигается высокое его раскисление.

Вместе с тем нельзя долго выдерживать металл под вязким шлаком, так как при высокой температуре полезная реакция восстановления кремния углеродом почти прекращается и начинает развиваться нежелательная реакция восстановления кремния железом, образующаяся при этом закись растворяется в металле и снижает качество стали. Поэтому по достижении заданного химического состава стали и успокоении металла производят выпуск плавки. Окончательное раскисление алюминием можно производить добавкой его в ковш, на струю металла или в печь.

Процесс восстановления кремния проходит при более высоких температурах. Поэтому целесообразно применять этот процесс при плавке стали, предназначаемой для мелкого тонкостенного литья. При плавке стали для толстостенных отливок применяют активный процесс.

Положительной стороной кремневосстановительной плавки является то, что она значительно проще, чем плавка активным процессом. В кремневосстановительной плавке восстановление кремния происходит естественно и почти не требует усилий ствлевара. Кроме того, в такой плавке достигается экономия в расходе ферросилиция

4. Плавка легированной стали в электродуговых печах

Электроплавильные дуговые печи широко применяются в литейном производстве для плавки разнообразной легированной стали. При этом выплавляется как низколегированная конструкционная, так и высоколегированная сталь с различными физико-химическими свойствами

В практике применяют в основном два способа плавки легированной стали в электродуговых печах: плавку с окислением примесей и плавку без окисления примесей.

Плавка легированной стали с окислением примесей

Плавка легированной стали с окислением примесей экономически невыгодна, потому что часть легирующих элементов окисляется и теряется в шлаках. По этой причине в плавках с окислением ограничивается количество применяемых отходов легированной стали.

В плавку обычно пускают только такой легированный лом и отходы, элементы которых не окисляются во время плавки. Поэтому плавка с окислением в большинстве случаев ведется так же, как при выплавке углеродистой стали, но в конце плавки производится легирование металла присадками, содержащими легирующие элементы.

Порядок введения легирующих присадок при плавке в электродуговых печах устанавливается следующий.

Марганец вводится в ванну в виде ферромарганца в конце окислительного периода. Расчет марганца ведется на среднее содержание его в готовом металле. Кремний вводится в жидкий металл в виде 75%-ного ферросилиция в конце раскисления, когда металл восстановлен под белым или карбидным шлаком или кислым восстановительным шлаком. Расчет ведется на среднее содержание кремния в готовом металле. Хром вводится в металл в виде феррохрома, когда металл и шлак в достаточной степени раскислены, примерно через час после скачивания окислительного шлака. Марку феррохрома выбирают в зависимости от содержания углерода в стали данной марки. Расчет ведется на среднее содержание хрома в готовом металле. Вольфрам вводится в металл в виде ферровольфрама; он обладает большим удельным весом и высокой температурой плавления (более 2000°), растворяется медленно. Вводится ферровольфрам малыми порциями в сильно разогретом состоянии. После введения ванна перемешивается, так как ферровольфрам опускается на подину. При необходимости введения в плавку повышенного количества вольфрама его присаживают в начале восстановительного периода. Усвоение ферровольфрама достигает 90%. При плавке вольфрамовой стали необходимо учитывать насыщение подины вольфрамом.

Молибден мало окисляется в жидком металле, дается он в виде ферромолибдена в подогретом состоянии в период кипения и в период восстановления металла. Молибден можно ввести в металл в период кипения при помощи молибденита кальция.

Ванадий вводится в металл в виде феррованадия за 10—25 мин. до выпуска металла из печи. Вводить феррованадий надо в хорошо раскисленный металл. Металлом усваивается до 90% ванадия. Феррованадий надо вводить в коробках и погружать его щипцами в металл, так как ванадий интенсивно окисляется.

Титан также сильно окисляется и вводится в металл в виде ферротитана. Ферротитан имеет малый удельный вес, и поэтому его необходимо принудительно погружать в металл. Металлом усваивается до 55—70% титана. Вводить ферротитан надо за 10—15 мин. до конца плавки в хорошо раскисленный металл.

Никель практически не окисляется; его можно вводить в плавку в любой момент, даже вместе с шихтовыми материалами. Вводится никель электролитический или огневого рафинирования. Во избежание попадания в плавку водорода и окиси углерода никель надо вводить в ранний период плавки.

Все применяемые для легирования стали присадки перед введением в металл необходимо подогревать до возможно более высокой температуры; это дает возможность удалить влагу и ускорить их растворение в металле.

Плавка с окислением примесей в литейном производстве применяется сравнительно редко, так как при этом трудно бывает использовать отходы (литники, прибыли, обрезки) легированной стали. По этой причине широкое применение в литейных цехах находит плавка легированной стали без окисления примесей.

Плавка стали в электродуговых печах без окисления примесей

Главное преимущество плавки без окисления примесей состоит в том, что экономятся ферросплавы, меньше расходуется электрической энергии (на 12—15%) и увеличивается производительность печей (на 19—21%).

Шихта для плавок без окисления составляется из 70—80% легированных отходов, 30 -20% мягкой стали с низким содержанием углерода (0,1—0,15%C) и вредных примесей (фосфора и серы) в количестве, не превышающем норму, допускаемую для стали данной марки.

Шихта в отдельных случаях может состоять из 100% легированных отходов. При этом необходимо подбирать отходы легированной стали разных марок, чтобы содержание углерода в расплавленном металле было не выше нижнего предела, допускаемого для стали данной марки.

Если после расплавления отходов легированной стали в металле оказывается лишний углерод, его необходимо окислять, применяя для этой цели продувку жидкого металла кислородом.

Отсутствие кипения при плавке без окисления заставляет быть особенно требовательным к качеству исходных материалов для плавки, — они должны быть чистыми и сухими.

Загрузку шихтовых материалов в печь следует производить с учетом особенностей шихтовых материалов: под электроды и ближе к электродам надо загружать тугоплавкие составляющие шихты: мягкий стальной лом, тугоплавкие ферросплавы, ферровольфрам, ферромолибден и более тугоплавкие легированные отходы; легкоплавкие составляющие шихты — ферросплавы, которые могут науглероживаться электродами (как, например, феррохром), нужно загружать ближе к откосам.

Все необходимые ферросплавы, кроме легкокисляющихся ферромарганца и ферротитана, при плавке без окисления загружаются вместе с шихтой.

Флюсующие материалы загружаются вместе с шихтой для того, чтобы вместе с расплавлением жидкого металла образовывался шлак. Количество флюсующих материалов должно составлять 4—5% от веса металла. В основных печах целесообразно применять известняк, так как он содержит меньше влаги и поддерживает кипение металла.

Важнейшим фактором успешной плавки без окисления является более высокая температура нагрева металла. Если плавка производится с удалением первого шлака, то нагрев металла надо осуществить до скачивания шлака.

Если первая проба металла показывает соответствие с заданным составом и не требуется повторении анализа, приступают к раскислению. Раскисление ведется диффузионным методом, с таким расчетом, чтобы восстановить легирующие примеси, которые окислились во время расплавления металла. По этой причине плавки легированных сталей без окисления ведутся в большинстве случаев без скачивания шлаков.

И только когда шлак загрязнен ненужными или вредными для стали данной марки примесями, производят скачивание шлака и наведение нового.

При этом часть легирующих примесей теряется в скачиваемых шлаках.

Восстановительный период в этой плавке более короткий, поэтому применяются более эффективные раскислительные смеси, состоящие из молотого кокса, древесного угля, молотого ферросилиция и порошка алюминия.

В печах с основной футеровкой восстановление ведут под белым или карбидным шлаком. В печах с кислой футеровкой восстановление ведется под шлаком с минимальным содержанием закиси железа.

Во время восстановительного периода легирующие примеси восстанавливаются из шлака и переходят в металл. В практике применяют добавку в шлак веществ, содержащих легирующие элементы, например, хромистой руды, марганцевой руды, из которых хром и марганец могут восстанавливаться и переходить в металл.

При этом уменьшается расход ферросплавов, но удлиняется продолжительность плавки и увеличивается расход электроэнергии.

Контроль состава металла при плавке легированной стали более сложен, чем при плавке углеродистой стали. Объясняется это тем, что некоторые легирующие материалы медленно растворяются. Химический состав считается правильным в том случае, если два анализа, взятые с некоторым промежутком, совпадают; если же составы не совпадают, то процесс растворения легирующего элемента еще не закончился. Ванну необходимо перемешать и анализы повторить.

При производстве легированной стали большие трудности встречаются при переходе с плавки стали одной марки на другую. Дело в том, что легирующие элементы пропитывают подину и откосы печи и могут обогащать металл следующих плавок.

Для перехода на плавку стали новых марок устраивают промывные плавки. После плавки высоколегированной стали производят две-три плавки низколегированной стали и только после этого переходят к плавке легированной стали другой марки. Наоборот, если после углеродистой стали нужно выплавлять высоколегированную сталь, то целесообразно вначале провести плавки низколегированной стали того же сорта, а затем выплавлять высоколегированную сталь.

Методом переплава без окисления примесей можно выплавлять сталь всех марок. Получаемая при этом экономия на шихте при

использовании 1 *т* легированных отходов составляет (в рублях по данным Ф. П. Едерала).

Для хромистой стали	115
» хромоникелевой с низким процентом никеля	371
» хромоникелевой со средним процентом никеля	584
» хромоникельвольфрамовой стали	1167
» хромоникельмолибденовой »	647
» нержавеющей хромистой стали	358
» стали ЭИТ	1523
» стали РФ1	6313

Кроме того, при плавке без окисления уменьшается расход (на 1 *т*) раскислителей на 10 руб., шлакообразующих на 5 руб.; снижается расход электроэнергии на 15%, или на 18 руб., электродов на 15%, или на 9 руб., огнеупоров на 10%, или на 5 руб., на 3—4 руб. снижается заработная плата и на 5 руб. — общезаводские расходы. В итоге получается дополнительной экономии денежных средств: 55 руб. на 1 *т*.

Если в состав шихты входит мягкое железо (20% от веса садки), то указанная выше экономия на шихте снижается на (670—353) × ×0,2 = 64 руб. на 1 *т* (здесь 670 — цена 1 *т* мягкого железа, а 353 — углеродистого лома).

5. Плавка стали в высокочастотных бессердечниковых печах

Высокочастотные печи без железного сердечника являются весьма совершенным плавильным агрегатом.

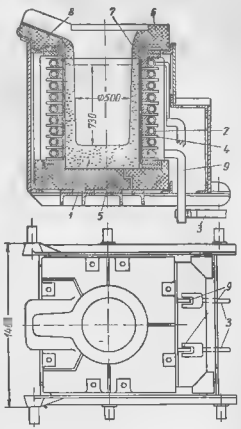
Плавка стали в высокочастотных печах имеет ряд преимущества перед плавкой в электродуговых печах. Отсутствие электродов дает возможность получать сталь с низким содержанием углерода и низким содержанием газов. Электродинамическое перемешивание металла под действием переменных токов способствует равномерному нагреванию, получению равномерного химического состава стали и лучшему выделению неметаллических включений и газов. Эти печи имеют большую производительность и высокий электрический коэффициент полезного действия при малом угаре легирующих примесей.

Однако и эти печи имеют ряд недостатков, которые ограничивают область их применения: шлаки при плавке в этих печах нагреваются за счет металла поэтому их активность недостаточна для проведения развернутых металлургических процессов, для которых требуется жидкоподвижность шлака. В основном эти печи применяются для переплавки и легирования чистых материалов. Стойкость футеровки в высокочастотных печах относительно низкая, стоимость электрического оборудования высокая.

В настоящее время применяют в промышленности высокочастотные печи без сердечников емкостью от 50 до 4000 *кг*.

Устройство печи

Высокочастотная печь состоит из генераторов высокой частоты, пусковых включателей, приборов управления, конденсаторов и плавильного пространства: тигля, индуктора, механизма для подъема тигля, механизма для слива металла и водоохлаждающей системы. Схема устройства плавильного пространства высокочастотной печи емкостью до 1 *т* показана на фиг. 126. Плавильное пространство образуется тиглем *1*, изготовленным из кислых или основных огнеупорных материалов, с катушкой индуктора *2*, изготовляемой из полых медных проводников в виде змеевика, охлаждаемого водой. Медные трубки, из которых изготоваляются индукторы, могут быть различного сечения: прямоугольные, эллипсовидные или круглые. В большинстве случаев применяют трубки с прямоугольным сечением. Соединяется индуктор с источником электрического тока шинами *3*, *9* или может соединяться гибким кабелем. Между витками индуктора ставятся прокладки *4* из диэлектрических материалов, чтобы не происходило короткого замыкания между ними.



Фиг. 126. Схема устройства плавильного пространства высокочастотной печи емкостью 1 *т*.

При устройстве тигля используются фасонные огнеупорные материалы *5*, *6*, *8*; верхняя часть тигля *7* выше индуктора обмазывается специальной огнеупорной обмазкой.

Индуктор и тигель скрепляются специальным каркасом, который придает жесткость и прочность всей печи. Материалы, из которых изготовляются крепления, должны быть немагнитные; дерево, пластмасса, асбоцемент и цветные металлы или немагнитные железные сплавы, так как переменный магнитный поток индуктируется не только на внутренние контуры индуктора, но и на внешние.

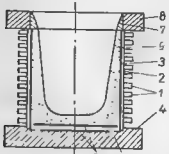
Плавильное пространство высокочастотной печи отличается от других плавильных устройств сталеплавильных печей тем, что на 1 *т* жидкого металла зеркало, соприкасающееся со шлаком и атмосферой, составляет 0,19 $м^2$, тогда как в других печах зеркало соприкосновения составляет до 0,5—0,6 $м^2$ на 1 *т*.

Сильнее всего нагревается металл, прилегающий к стенкам тигля, и слабее всего — в центре. Поэтому металл движется в печи не только под действием электрического тока, но и вследствие конвекции потоков более горячего металла.

В процессе эксплуатации таких печей особое внимание уделяется изготовлению тиглей.

Изготовление тиглей индукционной печи без сердечника

Изготовление тиглей может производиться непосредственно на месте, в печи, или отдельно от нее. При изготовлении тигля большое значение имеет правильный выбор соответствующей толщины стенок. Чем толще стенки тигля, тем меньше теряется тепла от нагреваемого металла. Но с увеличением толщины стенки тигля увеличивается зазор между индуктором и металлом, увеличивается поток рассеяния индуктора, возрастают электрические потери в печи, увеличивается емкость компенсирующей конденсаторной батареи.



Фиг. 127. Схема устройства футеровки высокочастотной печи.

Толщина стенок тигля зависит от многих факторов теплопроводности материала тигля, температуры нагрева металла, частоты тока, диаметра индуктора и др.

Огнеупорная футеровка тигля высокочастотной печи должна удовлетворять следующим требованиям: иметь минимальную толщину стенок, не проводить электрического тока, обладать достаточной огнеупорностью, противостоять действию расплавленных шлаков, обладать механической прочностью, не изменять в значительных пределах своего объема при нагревании и охлаждении, обладать высокой теплостойкостью.

Футеровка должна по качеству быть такой, чтобы ее легко можно было ремонтировать в процессе эксплуатации (подваривать) и легко заменять новой.

Схема устройства футеровки высокочастотной печи показана на фиг. 127. Индуктор *1* обкладывается внутри листовым миканитом *2*, затем слоем асбестового картона *3*, который внизу переходит в борт *6*. На керамический блок *4* укладывается два листа асбестового картона *5*. Тигель *9* набивается из специальной массы.

Вверху тигля имеется керамический блок *8*, который после набивки или установки тигля соединяется воротником из специальной массы *7*.

В отдельных случаях во избежание прорыва жидкого металла индуктор покрывают слоем обмазки из быстросхватывающего цемента, состоящей из $^1/_3$ алебастра и $^2/_3$ кварцитовой муки.

При набивке печи вначале набивается дно, затем устанавливается железный шаблон и набиваются стенки. Шаблон остается в печи и используется для сушки и спекания набивной массы при прохождении через него электрического тока. Железный шаблон под действием тока нагревается и передает тепло огнеупорным стенкам. Окончательное спекание огнеупорной массы производится в процессе плавки металла — шаблон расплавляется вместе с загруженным металлом. Таким образом, для каждой набивки требуется отдельный шаблон. Малые тигли можно набивать по шаблону, сделанному из угольного или графитового электрода.

Для набивки тиглей из кислых огнеупорных материалов применяют: молотый кварцит, кварцевую муку, мытый кварцевый песок и для связи добавляют борную кислоту.

Хорошую стойкость дает кварцит следующего состава: 96,6% SiO_2; 1,5% Fe_2O_3; 1,2% Al_2O_3; 0,2% CaO; 0,5% MgO. Массу для набивки составляют из 55% кварцита и 35% кварцевой муки с добавкой к смеси борной кислоты в пределах 1,5—2% сверх 100%.

Кварцит смешивают с кварцевой мукой, добавляют борную кислоту, и вновь всю массу тщательно перемешивают.

Верхнюю часть тигля и сливной желоб изготовляют из смеси кварцевого песка (60%), огнеупорной глины (30%) и жидкого стекла (10%).

Продолжительность сушки тигля устанавливается в зависимости от емкости печи. Для печи емкостью 1,4 *т* сушка должна продолжаться 4—4,5 часа. Окончательное спекание на глубину 25—30 *мм* происходит после двух-трех плавок. Спекание футеровки не должно проходить на всю толщину, так как необходимо иметь буфер неспекающейся массы, примерно половину толщины стенок, за счет которой компенсируются тепловые объемные изменения, лучше сохраняется тепло, амортизируются сотрясения от ударов при загрузке и осадке шихты и лучше предохраняется тигель от прорыва жидкого металла к индуктору.

Стойкость тиглей из кислых огнеупорных смесей с ремонтом составляет до 100—150 плавок.

Для изготовления тиглей из основных огнеупорных материалов применяют плавленый магнезит, хромомагнезит, борную кислоту, плавиковый шпат. Стойкость тиглей из основных материалов ниже, чем тиглей из кислых огнеупорных масс.

Тигли из основных огнеупорных материалов применяют для плавки стали с высоким содержанием марганца, никеля, титана, алюминия и стали с низким содержанием кремния.

Для набивки тиглей применяют массу, состоящую из 98% хромомагнезитового порошка после размола сводовых хромомагнезитовых кирпичей и 2% плавикового шпата. Зернистость порошка 1—4 *мм*. Порошки смешивают в сухом виде, увлажняют до 4% влажности и перемешивают для распределения влаги. Смесь перед употреблением выдерживают в течение 48 час. Химический состав смеси: 6% SiO_2; 4% Al_2O_3; 8% Fe_2O_3; 7% Cr_2O_3; 72,8% MgO; 2,2% CaO.

Сушка тиглей из основных огнеупорных материалов производится вначале дровами и коксом, потом сжигают остатки топлива и производят сушку электрическим током. После сушки отделывают воротник и сливной желоб, загружают печь металлом и производят плавку. Окончательное спекание массы из основных материалов производится в процессе первых трех плавок.

Тигли из основных материалов более чувствительны к перерывам в работе, поэтому во время остановки в них необходимо поддерживать требуемую температуру. Так как в процессе эксплуатации толщина стенок тиглей уменьшается, их периодически подваривают. Подварка тигля легче осуществляется в кислых печах, чем в основных.

Плавка на неисправном тигле может привести к аварии и несчастным случаям.

Шихтовые материалы и их загрузка

Для высокочастотных печей без сердечника применяют исходные материалы со строго выдержанным составом по содержанию как вредных, так и основных примесей. Загрузка шихты производится в следующем порядке: на дно тигля загружают мелкий лом, стружку и тугоплавкие ферросплавы (ферровольфрам, ферромолибден, феррохром), к стенкам тигля укладывают наиболее тугоплавкие и крупные части шихтовых материалов, к середине — более мелкую и рыхлую часть шихты. Между крупными кусками засыпают мелкую шихту. Загружают шихту на полную высоту индуктора. Шихту необходимо укладывать по возможности плотно, но не заклинивать, так как в этом случае ее трудно осаживать во время плавления.

Плавление металла

Скорость плавления металла в большой степени зависит от электрического режима плавки. В период плавления необходимо использовать высокую мощность генератора.

Плавка начинается в нижней части тигля. По мере расплавления металл, находящийся сверху, постепенно осаживается. Во многих случаях вся шихта не вмещается в тигель за один прием, и ее погружают во время плавления.

Остающаяся часть шихты расплавляется в жидком металле. Перед опусканием шихты в жидкий металл ее обязательно подогре-

вают, в противном случае может произойти выбрасывание жидкого металла из тигля.

Когда вся шихта расплавится, берут пробу для проверки химического состава металла. Плавка в высокочастотных печах идет быстро, поэтому проверяют металл не на все элементы. При плавке в печах с кислым тиглем берут пробу на углерод и кремний, в печах с основным тиглем — на углерод и марганец.

Первый шлак после расплавления снимают и наводят новый. На этом период расплавления заканчивается.

Доводка и раскисление металла

Во время доводки и раскисления необходимо следить за тем, чтобы металл был все время закрыт шлаком. Для этой цели на поверхность металла забрасывают шлаковую смесь. В печах с кислым тиглем шлаковая смесь составляется из формовочной земли, извести и плавикового шпата или боя стекла. Шлаковая смесь не должна сильно реагировать со стенками тигля.

Доводка металла производится на шлаках следующего состава: около 50% SiO_2; 25% CaO и 25% Al_2O_3.

В печах с основным тиглем применяют для составления шлаковой смеси известь и 20% плавикового шпата.

Если не нужно удалять серу, то применяют шлак следующего состава: 40% CaO; 25% SiO_2 и 35% Al_2O_3 или 35% CaO; 20% MgO; 25% SiO_2 и 20% Al_2O_3.

Для снижения содержания фосфора и серы при плавке в печах с основным тиглем применяют шлак более высокой основности, не менее 50—55% CaO при содержании 10—15% SiO_2.

К концу доводки в шлаки как при основном, так и при кислом тигле добавляют раскислительные смеси, в которых содержится кокс, молотый ферросилиций или алюминиевый порошок. Шлак при этом быстро светлеет, и металл раскисляется диффузионным методом.

После получения результатов анализа первой пробы производят окончательную доводку металла присадкой необходимых ферросплавов, при этом ферросплавы перед опусканием в металл подогревают.

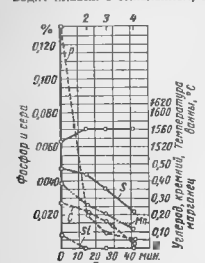
Если же проба показала заниженное содержание углерода, то производят науглероживание металла. Для этого снимают шлак и на поверхность металла забрасывают электродный бой. Усвоемость углерода составляет 80%.

После науглероживания наводят новый шлак, производят раскисление и добавляют необходимые ферросплавы.

На многих заводах в высокочастотных печах применяют осадочное раскисление в расчете на то, что электродинамическое движение металла способствует удалению продуктов раскисления из металла. Конечное раскисление в этих печах производится алюминием перед выпуском металла из печи

Выплавка высоколегированной стали в этих печах происходит с небольшим угаром легирующих элементов, меньшим количеством шлаков и сравнительно более быстрым ходом плавки. Поэтому и этих печах успешно переплавляются отходы легированной стали.

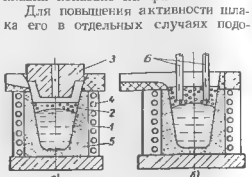
В печах с тиглем из основных огнеупорных материалов проводят плавки с окислением, при этом достигают уменьшения содержания фосфора и серы в металле.



Фиг. 128. Изменение химического состава металла по ходу плавки в высокочастотной печи с окислением примесей.

Изменение химического состава металла в высокочастотной бессердечниковой печи при плавке с окислением в зависимости от времени плавки показано на фиг. 128.

Для повышения активности шлака его в отдельных случаях подогревают при помощи индуктивных токов, или путем опускания электродов в шлак. Нагревание шлака в этом случае осуществляется на принципе сопротивления самого шлака при прохождении тока.



Фиг. 129. Подогрев шлака в высокочастотной печи:

а — нагрев при помощи графитовой крышки; *б* — нагрев электродами; *1* — металл, *2* — шлак; *3* — графитовая крышка; *4* — индуктор; *5* — тигель; *6* — электроды.

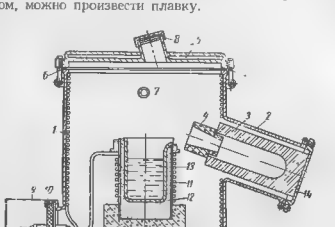
Эти мероприятия ускоряют процесс удаления серы из металла. Схема подогрева шлака показана на фиг. 129.

При использовании угольных электродов для подогрева шлака содержание углерода в металле повышается со скоростью 0,001% в минуту. Содержание серы в металле за 25 мин. понижается с 0,09 до 0,007%.

Высокочастотные печи могут быть с переносным индуктором. В этом случае индуктор крепится на внутренней стенке колпака, которым накрывается тигель. После окончания плавки индуктор может быть переставлен на другой тигель. Высокочастотные печи

позволяют плавить сплавы, которые не проводят электрического тока, но для этого применяют электропроводящие графитовые тигли.

Графитовый тигель устанавливают в индуктор. За счет тепла, выделяемого графитовым тиглем, неэлектропроводный сплав расплавляется. Печи с переносным индуктором в этом случае будут наиболее удобны, так как, накрывая обычный графитовый тигель индуктором, можно произвести плавку.



Фиг. 130. Вакуумная высокочастотная печь емкостью 40 *кг*:

1 — магнитный ковш; *2* — отросток для установки форм и изложниц; *3* — изложница; *4* — воронка для заливки; *5* — водоохлаждаемый свод; *6* — резиновые уплотнения для крышки; *7* — отверстие в соединении вакуум-насоса; *8* — отверстие с глазком для наблюдения за плавкой; *9* — коробки для подвода воды и тока; *10* — резиновая прокладка; *11* — индуктор; *12* — тигель; *13* — металл; *14* — крышка для установки формы и изложниц.

Высокочастотные печи весьма удобны для плавки металлов под вакуумом.

Устройство вакуумной печи показано на фиг. 130.

В вакуумной высокочастотной печи создают разрежение, равное 0,1 *мм* рт. ст. Откачивание газов начинают сразу же после загрузки печи. Плавка и разливка под вакуумом высоколегированной стали улучшает ее механические и пластические свойства. Благодаря электродинамическому перемешиванию металла удаление газов облегчается.

Применение вакуумной плавки стали фасонных деталей усложняется тем, что литейные формы трудно заливать под вакуумом. Поэтому такие печи находят применение в основном при изготовлении слитков и болванок из специальной стали.

6. Комбинированные способы плавки стали с применением электрических печей

Анализ процесса плавки стали в электрических печах показывает, что из общего количества электрической энергии, затрачиваемой на выплавку стали, больше всего она затрачивается на расплавление металла и на окислительный период плавки и меньше всего на рафинирование металла. Из 650—850 *квт-ч/т* на расплавление твердой шихты затрачивается 450—470 *квт-ч/т* и на окисление 150—180 *квт-ч/т*.

Процесс плавки стали условно можно разделить на три характерных периода: плавление, окисление примесей и восстановление и раскисление металла. Отсюда неоднократно возникала мысль разделить процесс плавки на отдельные этапы и осуществлять их в отдельных печах. Поэтому на практике применяли различные способы комбинированной плавки стали.

В основной мартеновской печи производят расплавление металла и окисление примесей: кремния, марганца, фосфора, серы и углерода, затем полупродукт переливают в электропечь, доводят плавку до конца, восстанавливают и раскисляют металл. При этом способе расход электрической энергии составляет 150—200 *квт-ч/т* вместо 850 *квт-ч/т*, возрастает производительность электропечей.

В другом случае комбинированная плавка в этих двух печах производится при получении высоколегированной стали; при этом электроплавильная печь используется для расплавления ферросплавов при легировании стали, выплавленной в мартеновской печи.

На отдельных заводах были осуществлены комбинированные процессы плавки с применением трех плавильных печей: вагранки, конвертера и электроплавильной печи.

В вагранке расплавляется шихта, из полученного жидкого чугуна сера удаляется в ковше присадкой соды, затем чугун сливают в конвертер, где его продувают, доводя до заданного химического состава, и переливают в электроплавильную печь, для рафинирования и раскисления.

Процессы комбинированных плавок дают значительную экономию электрической энергии и повышают выпуск электростали. Однако внедрение этих способов в производство встречает ряд трудностей. Основной трудностью является то, что плавильные агрегаты по характеру работы различны, и, кроме того, должна быть особенная четкость в организации работы.

В иностранной литературе указывается, что при крупном и массовом производстве стального литья плавка стали в трех печах (вагранке, конвертере и электропечи с кислой футеровкой) снижает расход электрической энергии до 75 *квт-ч/т*, но общий угар металла и потери повышаются до 25% от веса шихты, загружаемой в вагранку.

7. Разливка стали

Разливка стали в литейные формы производится двумя способами: непосредственно из плавильных печей или при помощи разливочных ковшей. При разливке металла из высокочастотных печей формы или подносят к печи и заполняют их, наклонив печь, или же в отдельных случаях снимают со стенда тигель, краном подносят его к литейным формам и заливают их. В последнем случае сохраняется температура металла и, кроме того, металл меньше насыщается газами и неметаллическими включениями. Разливка из ковшей производится двумя способами; через край или через стопор.

Разливка стали через край применяется преимущественно при отливке мелких деталей; этот способ разливки связан с перегревом стали.

Главной особенностью устройства стопорного ковша является сливное отверстие в дне ковша, которое находится в специальном огнеупорном стакане (фиг. 93, *д*). Сливное отверстие закрывается пробкой *2*, которая укрепляется на металлическом стержне, защищенном от воздействия металла и шлака огнеупорными кольцами *3*. Металлический стержень с пробкой и огнеупорными кольцами называют стопором. Стопор закрепляется на кронштейне *5*, который связан с механизмом подъема и опускания стопора *4*. Для выпуска металла из ковша стопор поднимается вверх, а для закрывания опускается вниз.

ГЛАВА IV

ПЛАВКА МЕДИ И МЕДНЫХ СПЛАВОВ

Медь и медные сплавы, в зависимости от их состава, обладают склонностью при нагревании адсорбировать и поглощать газы, которые во время плавки могут растворяться в меди или вступать в химическое взаимодействие с ней. Закись меди растворяется в металле и образует вместе с другими примесями растворы; кроме того, закись меди может вступать в химическое взаимодействие с различными компонентами сплава.

Установлено, что наиболее энергично с закисью меди реагируют те компоненты, которые имеют более низкую упругость диссоциации окислов, чем закись меди. Такие компоненты, как алюминий, кремний, марганец, железо, титан, ванадий, углерод и др. будут окисляться и удаляться из сплава в первую очередь.

Более низкой упругостью паров окислов по сравнению с окислами меди обладают такие элементы, как алюминий, цинк, фосфор, олово, железо, никель, свинец, сурьма, мышьяк, висмут и др. Чем больше разность в упругости диссоциации окислов, тем энергичнее идет реакция образования этих окислов.

Окислы Al_2O_3, SiO_2, MnO, ZnO образуются в твердом виде и не растворяются в металле; окислы олова SnO_2 могут образовываться в металле в твердом или расплавленном виде; окислы фосфора P_2O_5 образуются в металле в парообразном состоянии и в металле не растворяются.

Некоторые примеси могут давать газообразные продукты окисления, которые частично растворяются в металле, как например SO_2. Некоторые окислы могут растворяться в металле, например NiO.

Различные физико-химические свойства образующихся продуктов окисления затрудняют последующее рафинирование меди и медных сплавов.

Зная, из каких компонентов состоит данный сплав, можно будет правильно применить тот или иной способ его рафинирования.

Компоненты, входящие в состав медных сплавов (алюминий, цинк, магний, кремний, бериллий и др.), при нагревании могут окисляться в печной атмосфере кислородом, водяным паром и углекислотой. Особенно значительное развитие эти реакции получают

при плавке медных сплавов в пламенных печах. В жидком металле между закисью меди и другими компонентами будут идти вторичные реакции восстановления меди, например:

$$Cu_2O + Zn \rightarrow ZnO + 2Cu;$$

$$2Cu_2O + Si \rightarrow SiO_2 + 4Cu.$$

Поэтому при плавке медных сплавов необходимо применять защитные средства и процесс расплавления вести по возможности быстрее.

Потери металла в процессе плавки происходят не только за счет окисления, но и за счет испарения, которому в сильной степени подвержены некоторые металлы, входящие в состав медных сплавов. Содержание компонентов в сплаве, обладающих малой упругостью пары, в процессе плавки будет возрастать и, наоборот, содержание компонентов, обладающих большой упругостью пара, будет уменьшаться.

Испарение различных компонентов сплава сильно возрастает при кипении. Поэтому при плавке медных сплавов большое значение придается защите их от испарения и окисления, тем более, что приготовление медных сплавов проводится при сравнительно высоких температурах (1100—1250°).

§ 1. ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ПРИГОТОВЛЕНИЯ МЕДНЫХ СПЛАВОВ

При приготовлении медных сплавов в состав шихты могут входить свежие металлы, лигатуры (табл. 70), отходы литейного производства, машинный лом и вторичные металлы и сплавы.

Таблица 70

Наименование лигатур	Содержание элементов в лигатуре в %	Примерная температура плавления в °С
Медно-фосфористая	90 Cu и 10 P	
Медно-алюминиевая	50 Cu и 50 Al	575
Медно-марганцевая	75 80 Cu и 20—25 Mn	860
Медно-железная	90 Cu и 10 Fe	900
Медно-кремнистая	75 80 Cu и 20—25 Si	800
Алюминиево-медно-марганцевая	50 Al, 40 Cu и 10 Mn	650
Алюминиево-медно-никелевая	40—55 Al, 30—40 Cu и 15—20 Ni	600
Алюминиево-медно-железная	65—70 Al, 20—25 Cu и 10 Fe	830
Медно-сурмянистая	61,6 Cu и 38,4 Sb	680

Количественное соотношение исходных материалов в шихте при плавке медных сплавов зависит от вида литья. В табл. 71 дано примерное количественное соотношение материалов в шихте.

Таблица 71

Способ литья	Расход материалов в % от завалки			
	Свежие	Машинный лом	Отходы литейного производства	Ферросплавы или лигатуры
В песчаные формы	25—30	45—35	30—35	До 1
Под давлением	25—30	35—25	40—45	» 1
В кокиль	25—30	30—20	45—50	» 1
Центробежное	30—35	60—50	10—15	» 1

Примечание. Количество машинного лома и отходов литейного производства в шихте зависит от содержания допускаемых примесей

Шихтовые материалы, идущие в плавку, должны быть свободными от посторонних примесей и окислов и взвешивание их должно производиться с большой тщательностью.

§ 2. РАСКИСЛЕНИЕ МЕДИ И МЕДНЫХ СПЛАВОВ

Раскисление сплава — это восстановление окислов, находящихся в расплавленных металлах, осуществляемое путем вытеснения из них кислорода более активными веществами. Течение реакций раскисления и их направление зависят от упругости диссоциации. Окислы с большей упругостью диссоциации восстанавливаются веществом, окисел которого обладает более низкой упругостью диссоциации.

Активность раскислителя определяется его свойствами. Чем дальше отстоят окислы по теплоте образования или по упругости диссоциации, тем они энергичнее взаимодействуют.

В табл. 72 даны значения теплоты образования и физические свойства окислов элементов, входящих в медные сплавы.

Раскислители, применяемые для медных сплавов, по характеру их действия можно разделить на две группы:

1) раскислители, которые производят раскисление, соприкасаясь с поверхностью жидкого металла:

2) раскислители, которые растворяются в жидком металле и действуют внутри жидкого металла.

В качестве поверхностных раскислителей в твердом виде используются карбид кальция (CaC_2), борид магния (Mg_3B_2), углерод и борный шлак в жидком виде. Борный шлак приготовляется сплавлением обезвоженной буры, борной кислоты и магниевого порошка

Таблица 72

Реакция	Теплота образования			Температура плавления в °С	Плотность в $г/см^3$
	на 1 г-ат окисла	на 1 г-ат кислорода	на 1 г-ат кислорода		
$Ca + O \rightarrow CaO$	152,1	9706,3	152,1	2572	3,4
$Mg + O \rightarrow MgO$	145,8	9112,5	145,8	2800	3,65
$2Li + O \rightarrow Li_2O$	142,8	4925,0	142,8	1700	2,013
$Ti + O_2 \rightarrow TiO_2$	218,1	6818,8	109,1	1640	4,26
$Si + O_2 \rightarrow SiO_2$	205,1	6412,5	102,6	1470	2,651
$Zn + O \rightarrow ZnO$	83,3	5206,0	83,3	1800	5,6
$2P + 5O \rightarrow P_2O_5$	369,9	4625,0	74,0	563	2,387
$Sn + O_2 \rightarrow SnO_2$	138,0	4312,5	69,0	—	7,0
$Fe + O \rightarrow FeO$	64,6	4037,5	64,6	1420	—
$Ni + O \rightarrow NiO$	58,9	3681,3	58,9	1660	7,45
$Pb + O \rightarrow PbO$	52,7	3294,0	52,7	888	9,53
$C + O_2 \rightarrow CO_2$	97,8	3156,0	48,9	—	—
$2Cu + O \rightarrow Cu_2O$	40,4	2525,0	40,4	1235	6,0
$S + O_2 \rightarrow SO_2$	70,9	2218,6	35,5	—	—
$C + O \rightarrow CO$	29,7	1856,3	29,7	—	—
$2Ag + O \rightarrow Ag_2O$	6,5	406,3	6,5	—	7,143

при температуре 1000—1100°. При взаимодействии этого шлака CaC_2 и Mg_3B_2 с расплавленной медью происходят реакции раскисления:

$$5Cu_2O + CaC_2 = CaO + 2CO_2 + 10Cu;$$
$$6Cu_2O + Mg_3B_2 = 3MgO + B_2O_3 + 12Cu;$$
$$2Cu_2O + C = CO_2 + 4Cu;$$
$$Cu_2O + Na_2B_4O_7 \cdot MgO \quad Na_2B_4O_7 \cdot MgO + 2Cu.$$

При применении твердых раскислителей, действующих на поверхности, их необходимо измельчать в порошок. Раскисление жидким шлаком идет более эффективно, чем твердыми раскислителями.

Преимущество поверхностного раскисления состоит в том, что раскислители и продукты раскисления почти не растворяются в металле. Способ этот применяется при получении чистых сплавов и металлов, в которых не допускаются посторонние примеси. Недостаток поверхностных раскислителей состоит в том, что они медленно раскисляют металл. Поэтому в литейном производстве для раскисления медных сплавов в большинстве случаев пользуются растворяющимися в металле раскислителями. Растворяющиеся раскислители можно разделить на три группы:

а) раскислители, дающие газообразные продукты раскисления: водород, окись углерода и углеводороды:

$$Cu_2O + H_2 = H_2O + 2Cu;$$
$$Cu_2O + CO = CO_2 + 2Cu;$$
$$4Cu_2O + CH_4 = CO_2 + 2H_2O + 8Cu.$$

Продукты раскисления практически нерастворимы в меди и не портят медь, но сами раскислители, растворяясь в меди, ухудшают ее свойства.

б) раскислители, образующие парообразные и жидкие продукты раскисления: фосфор, литий, свинец.

Фосфор при реакции с окисленной медью образует парообразные продукты:

$$5Cu_2O + 2P = P_2O_5 + 10Cu$$

Температура возгонки P_2O_5 равна 347°, поэтому в расплавленной меди и медных сплавах он находится в парообразном состоянии. Фосфор для раскисления меди вводится в сплав в виде фосфористой меди.

Свинец при реакции с окислами меди образует жидкие продукты

$$Cu_2O + Pb = PbO + 2Cu.$$

Температура плавления PbO равна 587°, и поэтому окись свинца будет находиться в медном сплаве в расплавленном виде. Активность свинца как раскислителя закиси меди невелика, так как по теплообразованию свинец близок к меди. Свинец дает тяжелые продукты раскисления, которые трудно удаляются из сплава. Кроме того, свинец не всегда является полезной примесью в медных сплавах.

Литий как раскислитель может применяться в чистом виде и в виде сплавов. Литий — щелочной металл; удельный вес его 0,59, температура плавления 186°, температура кипения 1400°. На воздухе литий сильно окисляется, хранится в керосине или бензине, при этом должен быть прижат ко дну, так как всплывает и окисляется на поверхности. При введении в медь литий вступает в реакцию с кислородом и водородом:

$$Cu_2O + 2Li = Li_2O + 2Cu;$$

$$2Cu_2O + H_2 + 2Li = 2LiOH + 4Cu.$$

Окислы лития Li_2O плавятся при 1700° и не растворяются в меди.

Гидрат окиси лития имеет температуру плавления 445° и удаляется из меди в виде парообразных включений. Металл после раскисления литием выдерживается для удаления продуктов раскисления.

Литий применяется для раскисления при отливке деталей из чистой меди для электротехнической промышленности.

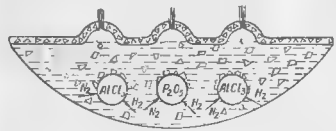
Раскислители, дающие твердые продукты раскисления, — кальций, магний, алюминий, кремний, цинк, марганец, титан, бериллий, хром, олово и др.

Эти элементы могут растворяться в меди в значительных количествах. Продукты раскисления получаются в виде мелкораздробленных твердых частичек. Расплавленный металл при наличии в нем большого количества твердых окислов имеет большую вязкость, вследствие чего резко ухудшаются его литейные свойства и понижаются механические свойства сплава. Поэтому, несмотря на то, что многие из этих раскислителей являются очень активными, как, например, кальций, алюминий, магний, на практике они не применяются, так как дают тугоплавкие окислы, понижающие качество металла.

При приготовлении медных сплавов, в состав которых входят компоненты, дающие твердые окислы, металл раскисляют предварительно другими раскислителями, и только после этого в него вводят эти компоненты.

§ 8. РАФИНИРОВАНИЕ МЕДНЫХ СПЛАВОВ

Наиболее простой способ рафинирования — выстаивание. Этот способ основан на том, что при выдержке и снижении температуры сплава растворимость газов в металле уменьшается.



Фиг. 131 Схема флотационного удаления окислов и газов при раскислении сплава фосфористой медью и хлористым цинком

При выстаивании сплава из него удаляется часть окислов, удельный вес которых отличается от удельного веса сплава. Однако скорость всплывания газовых пузырьков и неметаллических включений зависит от их удельного веса, размеров и формы. Более крупные частички шаровидной формы легче всплывают. Для удаления газов и окислов путем выстаивания требуется значительное время, поэтому в практике литейного производства пользуются более эффективным методом рафинирования.

Удаление твердых окислов методом флотации основано на том, что взвешенные частички окислов и неметаллических включений прилипают к пузырькам газообразного или парообразного вещества, получающегося в результате раскисления сплава, и всплывают на поверхность (фиг. 131). Когда пузырек лопнет, частички окислов, охранив несмачиваемость металлом, останутся на поверхности, откуда они удаляются вместе со шлаком. При плавке медноалюми-

ниевых бронз в качестве рафинирующего материала применяют обезвоженный хлористый цинк или другие хлористые соли, которые при реакции с алюминием образуют хлористый алюминий:

$$Al + 3ZnCl \rightarrow AlCl_3 + 3Zn.$$

Хлористый алюминий в расплавленной алюминиевой бронзе находится в парообразном состоянии и выделяется из нее в виде пузырьков. Окислы алюминия и другие неметаллические включения прилипают к пузырькам и всплывают на поверхность.

Флотационный способ рафинирования сплавов освобождает сплав не только от посторонних включений и окислов, но и от газов. Если парциальное давление растворенных в сплаве газов больше, чем парциальное давление пузырьков газообразных продуктов, то газы из сплава будут диффундировать в движущиеся пузырьки газообразного вещества и вместе с ними удаляться в атмосферу.

Способ удаления окислов флюсованием применяется при плавке медных сплавов реже, чем при плавке алюминиевых и магниевых сплавов. Способ этот состоит в том, что окислы, взвешенные в расплавленном металле, постепенно растворяются флюсом, находящимся на поверхности металла.

В практике приготовления литейных сплавов рафинирование флюсами может быть трех видов: верхнее флюсование, когда флюс плавает над металлом, нижнее, когда флюс тяжелее металла и находится внизу, и флюсование по всему объему сплава путем замешивания тяжелого флюса в жидкий металл.

При плавке медных сплавов применяют главным образом верхнее флюсование.

Верхнее флюсование медного сплава основано на том, что чистый металл имеет больший удельный вес, чем металл, в котором находятся взвешенные окислы и неметаллические включения. Процесс рафинирования происходит по схеме, показанной на фиг. 132.

На поверхности металла создают слой флюса (фиг. 132, *а*,), в котором растворяются окислы. При этом образуется слой флюсов и растворенных в нем окислов и слой чистого металла (фиг. 132, *б*)

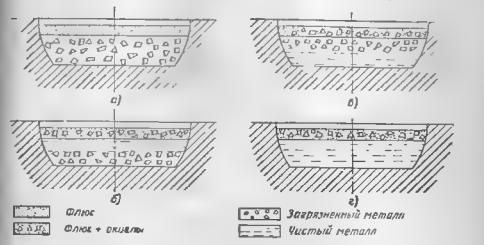
Так как чистый металл тяжелее загрязненного, он опустится вниз, а кверху поднимутся слои загрязненного металла (схема *в*) Окислы загрязненного металла снова будут растворяться во флюсе, а чистый металл будет опускаться вниз. Процесс этот будет продолжаться до тех пор, пока весь металл будет очищен от окислов (схема *г*).

При подборе составов флюсов для рафинирования медных сплавов руководствуются тем, что вещества, близкие по своему составу, свойствам и строению, хорошо растворяются друг в друге.

При плавке алюминиевой бронзы используют флюс, состоящий из 62% плавикового шпата и 38% поваренной соли. Для рафинирования алюминиевой бронзы и латуней можно применять флюсы, которые используются при плавке алюминиевых сплавов. Флюсами

для рафинирования также широко пользуются при плавке медно-никелевых сплавов, бурой, содой, кварцевым песком, плавиковым шпатом, морской солью и др.

Рафинирование медных сплавов может осуществляться методом вибрации жидкого металла. В процессе вибрации происходит



Фиг. 132. Схема удаления неметаллических включений при помощи верхнего флюсования.

укрупнение газовых пузырьков, что и облегчает выход газов из металла. Взвешенные неметаллические частички также укрупняются и легче всплывают на поверхность

§ 4. ПЛАВКА МЕДНЫХ СПЛАВОВ В ТИГЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ

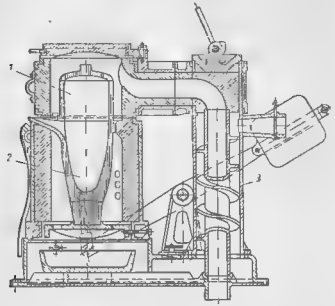
Тигельные печи для плавки медных сплавов применяют в тех случаях, когда потребность в жидком металле сравнительно невелика.

Тигли могут применяться шамото-графитовые, шамотовые, алундовые, корундовые, цирконовые, кварцевые и фарфоровые. Наибольшее распространение в литейном производстве для плавки медных сплавов получили шамото-графитовые тигли.

Тигель для приготовления сплава может устанавливаться в стационарную тигельную печь, работающую на твердом или жидком топливе (фиг. 91). Иногда графитовый тигель заделывается в поворотную тигельную печь (фиг. 133), работающую на жидком или высококалорийном газовом топливе. В поворотных тигельных печах для успешной плавки медных сплавов необходимо делать надставку *1*. Кроме того, для повышения температуры горения топлива рекомендуется подогревать воздух в рекуператорах *2*.

Тигли до плавки хорошо просушивают и хранят в сухом месте. Перед выдачей тигля в работу его медленно подогревают и затем прокаливают.

Хорошо подготовленный тигель выдерживает 10—12 плавок. После плавки тигли также должны сохраняться в сухом месте.



Фиг. 133. Поворотная тигельная печь.

При повторной плавке тигель очищается от остатков предыдущей плавки, подогревается и после этого производится загрузка шихты. На дно тигля засыпают слой древесного угля в количестве, необходимом для покрытия зеркала металла после расплавления. Древесный уголь надо брать сухой, хорошо прокаленный, в противном случае металл будет насыщаться водородом и кислородом.

В тигель вначале загружают чистую медь, присыпают ее сверху древесным углем, расплавляют и производят раскисление фосфористой медью. Затем в расплавленную медь постепенно добавляют оставшуюся часть шихты. После расплавления всей шихты металл нагревают до заданной температуры, перемешивают и раскисляют фосфористой медью. Легкоплавкие, сильно окисляющиеся металлы, например, олово, цинк, алюминий, вводят в конце плавки; во многих случаях их добавляют в тигель после выемки его из печи. Разливку металла в формы производят непосредственно из тиглей.

Из поворотных тигельных печей разливку можно производить непосредственно в формы, подавая их к печам.

Вынимать тигли нужно очень осторожно, так как под действием высокой температуры он несколько размягчается и при чрезмерном нажатии клещами может дать трещину.

§ 5. ПЛАВКА МЕДНЫХ СПЛАВОВ В ОТРАЖАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Плавка медных сплавов в пламенных отражательных печах ведется в тех случаях, когда требуется большое количество металла для отливки крупных деталей.

Пламенные отражательные печи для плавки медных сплавов (фиг. 134) по конструкции разделяются на три типа: стационарные (*а, б, в*), поворотные (*г*) и вращающиеся (*д*).

Приготовление сплава начинается с подготовки печи к плавке. Отремонтированную печь хорошо просушивают. Затем медленно нагревают до рабочей температуры и выдерживают при этой температуре в течение 5—8 час.

При высоких температурах наваривается подина и заправляются откосы между стенкой и подиной. Когда печь приведена в рабочее состояние, производят две-три промывные плавки и после них плавят рабочие сплавы.

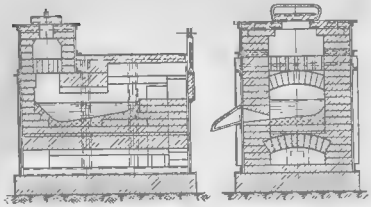
Работавшие печи перед началом плавки нагреваются в течение 2—3 час. 30° мин. до температуры не ниже 900—1100°. Чем выше начальный нагрев печи, тем успешнее будет проходить плавка. Вначале в печь забрасывают сухой, прокаленный древесный уголь, потом загружают металл. На дно ванны нужно загрузить небольшое количество мелкой шихты или несколько лопат стружки для смягчения удара крупных кусков; затем загружают отходы, лом цветных металлов и чушки паспортной бронзы. Сверху на чушки паспортной бронзы загружают отходы. Чистая медь загружается сверху и ближе к горячему месту, на уровне выходящего из форкамеры потока горячих газов.

Всю навеску шихты необходимо загружать в один прием, так как последующая подгрузка удлиняет плавку. Медь, воспринимая самый горячий поток газов, плавится, постепенно стекает вниз и расплавляет нагретый лом, оборотный металл и чушки паспортной бронзы.

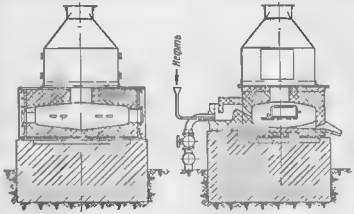
Такой способ загрузки шихты позволяет эффективно использовать тепло печи и уменьшает угар сплава. Если вся шихта не вместится в печь, то для догрузки печи целесообразно оставлять более крупные куски лома или возврата (литники и прибыли).

При подгрузке шихты куски металла укладывают на порог печи и нагревают отходящими газами для удаления влаги и для того, чтобы не понизить температуру ванны; затем куски металла постепенно сталкивают в расплавленный металл.

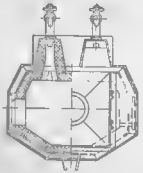
После полного расплавления всей шихты ванну перемешивают, нагревают до заданной температуры и производят раскисление фосфористой медью.



а)



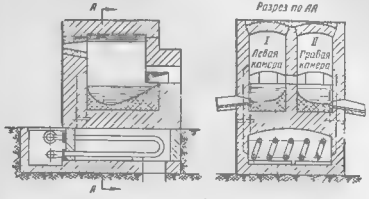
б)



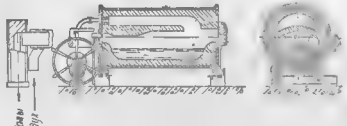
в)

Фиг. 134. Пламенные отражательные печи для плавки медных сплавов:

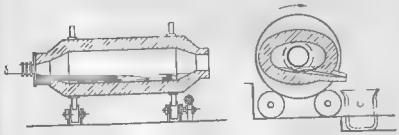
а — стационарная пламенная печь беспламенного горения; б — пламенная печь с двумя форкамерами и загрузкой через свод; в — стационарная двухкамерная печь с рекуператором; г — поворотная печь с рекуператором; д — вращающаяся печь.



б)



г)



д)

Легкоплавкие металлы — олово, цинк, свинец, и др. — вводят в сплав в конце плавки. При плавке отходов медных сплавов раскисление целесообразно проводить два раза: в печи, перед введением легкоплавких металлов, чтобы уменьшить угар элемента, и в ковшах, перед разливкой сплавов в формы для дегазации и удаления включений, которые могут образоваться в металле при наполнении ковшей.

Таблица 73

Сплав	Температура в °С	
	плавки	заливки
Медь . . .	1250—1300	1170 –1200
Оловянная бронза	1200—1280	1100 1150
Алюминиевая бронза . .	1150 1200	1050 1150
Марганцевая бронза	1200—1250	1100—1150
Латуни простые	1150- 1200	950—1100
Латуни специальные . . .	1100—1150	920—980
Латуни медноникелевые	1170 1450	1100—1350

Температура металла перед выпуском из печи должна быть выше температуры заливки на 75—100°. Такой перегрев необходим для того, чтобы обеспечить лучшее выделение неметаллических включений и газов и компенсировать тепловые потери при переноске и разливке сплава в формы. Температура плавки и заливки различных медных сплавов приведена в табл. 73.

§ 6. ПЛАВКА МЕДНЫХ СПЛАВОВ В ДУГОВЫХ ПЕЧАХ

Электродуговые печи находят широкое применение для плавки меди и медных сплавов.

Дуговые печи для плавки медных сплавов могут быть однофазные и трехфазные. Электроды в обоих случаях располагаются над поверхностью металла. Схемы расположения электродов в печах показаны на фиг. 135.

Дуговые печи могут быть качающимися и вращающимися. Загрузочное отверстие *1* может располагаться сбоку (фиг. 135, *а*, *б*, *г*) или на торцевой стенке (*в*).

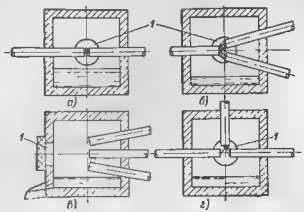
В литейных цехах наибольшее распространение нашли однофазные качающиеся электродуговые печи марки ДМК емкостью от 100 до 1000 *кг* (фиг. 136).

Подача электродов может осуществляться ручным и механическим способами с автоматическим регулированием.

Перед плавкой печь очищают от остатков и шлаков предыдущей плавки и разогревают до 900—1000°. На дно печи забрасывают 1—2 лопаты сухого прокаленного древесного угля и производят загрузку шихтовых материалов.

Загрузка материалов производится в следующем порядке. На под кладут мелочь или стружку, после этого грузят шихту средних размеров и последними загружают крупные куски. Когда

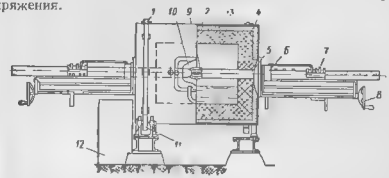
шихта загружена, сверху на нее забрасывают 1—2 лопаты древесного угля и устанавливают электроды. После установки электродов плотно закрывают загрузочную дверку и производят пуск печи.



Фиг 135. Схема расположения электродов в дуговых электропечах

а — однофазная печь; *б*, *в*, *г* — трехфазные печи

Включение электрической дуги осуществляется сближением и быстрым разведением электродов. Для регулирования температуры нагрева в трансформаторах предусмотрено несколько ступеней напряжения.



Фиг. 136. Дуговая печь ДМК с независимым горением электрической дуги:

1 — обод; *2* — кожух печи; *3* — тепловая изоляция (диатомитовая засыпка); *4* — футеровка из пылмотного или динасового кирпича; *5* — графитированный электрод; *6* — водоохлаждаемая коробка, уплотняющая ввод электрода в печь; *7* — бронзовый электродосжиматель с водяным охлаждением; *8* — штурвал механизма перемещения электрода; *9* — электрическая дуга; *10* — рабочее окно; *11* — ролики, приводящий печь во вращение; *12* — механизм поворота печи.

Через 20—30 мин. после начала плавки, когда часть шихты расплавится, включают механизм качания печи. Качание печи

производится специальным реверсивным двигателем. Вначале угол качания устанавливают 25—30°, затем через каждые 2—5 мин. его увеличивают на 5—10° с доведением до 90°. За это время оставшиеся куски шихты успеют расплавиться, и угол качания доводят до 160°. При качании печи металл быстрее нагревается, так как он все время соприкасается с горячими стенками печи и лучше перемешивается.

После остановки печи сплав перемешивают, раскисляют его фосфористой медью и добавляют лигатуры и легкоплавкие металлы. Затем печь снова закрывают, сплав подогревают до заданной температуры и производят разливку металла.

Освобожденная от металла печь очищается от шлаков, исправляются поврежденные места футеровки и производится загрузка материалов для новой плавки.

Медноцинковые сплавы с большим содержанием цинка плавить в электродуговых печах менее рационально ввиду большого угара цинка. Для плавки латуней и других медноникелевых сплавов широко применяют электроплавильные индукционные печи.

§ 7. ПЛАВКА МЕДНЫХ СПЛАВОВ В ИНДУКЦИОННЫХ ЭЛЕКТРИЧЕСКИХ ПЕЧАХ С ЖЕЛЕЗНЫМ СЕРДЕЧНИКОМ

Электроплавильная индукционная печь с железным сердечником представляет собой трансформатор, в котором вторичная обмотка состоит из одного витка. Роль второго витка играет расплавленный металл, находящийся в специально устроенном кольцевом канале.

Индукционные печи могут быть с одним, двумя или тремя каналами. Печи с двумя и тремя каналами обладают большей производительностью, чем печи с одним каналом. Для плавки медных сплавов применяют в большинстве случаев одноканальные индукционные печи с железным сердечником.

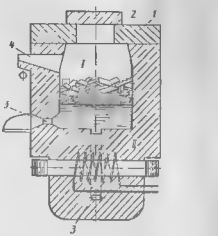
Каналы в печах могут быть расположены вертикально, наклонно и горизонтально.

При плавке металлов в индукционных печах с железным сердечником теплота выделяется только в металле, который заполняет кольцевой канал. Чтобы нагреть весь металл в ванне, нужно, чтобы он перемешивался с металлом, находящимся в канале. Нагретый в канале металл должен по возможности быстро переходить в ванну, а на его место должен входить более холодный металл из ванны. Чем быстрее будет происходить обмен металлом между ванной и каналом, тем быстрее нагреется весь металл. Количество постоянно находящегося в печи жидкого металла составляет около 25—30% емкости печи.

При изготовлении канала можно заформовать металлическое кольцо из того же сплава, который будет плавиться в печи. Это кольцо после сушки и подготовки печи к плавке может быть расплавлено. Канал можно заливать жидким сплавом, который расплавляют в другой плавильной печи. Заливку металла надо производить только в хорошо разогретый канал, в противном случае металл в канале затвердеет, кольцо при усадке лопнет и печь выйдет из строя.

В работающей печи также необходимо следить за тем, чтобы не произошло затвердевания металла в кольцевом канале.

Переход с одного сплава на другой в этих печах представляет трудности, так как старый сплав необходимо сливать, заливать новый и делать промывные переходные плавки. Обычно для перехода на другой сплав делают две-три плавки.



Фиг. 137. Схема устройства индукционной печи с железным сердечником.

Индукционная печь состоит из двух частей: верхней *I* (фиг. 137) (металлоприемника), состоящей из ремонтной *1* и эксплуатационной *2* крышек, и нижней *II*, в которой имеется плавильный кольцевой канал *3*.

Металлическая арматура нижней части печи изготовляется из немагнитных сплавов. Выпуск готового металла из печей может производиться наклоном печей в сторону выпускной летки и желоба *4* или через летку *5*, устроенную на уровне подового канала.

В практике эти печи широко применяются для плавки различных латуней. При плавке латуней достигается почти полная автоматизация работы печей. При перегреве сплава выделяющиеся пары цинка разрывают жидкое кольцо металла и тем самым выключают ток. Когда выделение паров прекращается, кольцо жидкого металла замыкается, и ток снова включается.

Индукционные печи, в отличие от дуговых, работают без шума, что создает более благоприятную обстановку в литейном цехе.

Плавка в индукционных печах ведется в следующем порядке. Разогревают вновь приготовленную печь, создают кольцо жидкого металла и загружают шихтовые материалы.

Для получения качественного сплава, увеличения стойкости футеровки необходимо при ведении плавки загружать в печь сухую, чистую, предварительно хорошо подогретую шихту.

Медь обычно загружают и расплавляют в первую очередь, затем грузят отходы и оборотные металлы. Легкоплавкие металлы — цинк, олово, свинец, и др.— присаживают в печь в конце плавки с целью снижения угара этих компонентов.

Металл при плавке в индукционных печах хорошо перемешивается под действием индуктивных и конвективных токов.

Плавка в индукционной печи заканчивается раскислением металла и удалением шлака. Раскисление ведется в два приема. Предварительно раскисляют сплав после расплавления и нагрева металла до заданной температуры; окончательное раскисление производят после введения олова и других элементов.

Из печи сливают примерно 70—75% жидкого металла, а 25—30% оставляют в печи для сохранения жидкого кольца и уровня металла на 30—50 *мм* выше пода. Следующая плавка начинается сразу после выдачи жидкого металла из печи. Для этого очищают стенки печи от шлака и вновь производят загрузку шихтовых материалов.

При плавке металла в индукционной печи необходимо выполнять следующие основные правила, от которых зависит нормальная работа печи.

1. Следить за состоянием канала и своевременно прочищать его, пользуясь специальным инструментом.

2. Вентиляторы, охлаждающие катушки, должны работать бесперебойно.

3. Печь не должна находиться длительное время (больше 25-30 мин.) без тока, так как металл может затвердеть в канале, в результате чего произойдет разрыв кольца.

4. Печь без шихтовых материалов не должна длительное время находиться на высоких ступенях нагрузки, так как может произойти быстрое разрушение канала.

Когда печь включена, запрещается производить следующие операции: выпускать металл; чистить канал и шахту; сгребать плавающий шлак с поверхности металла; переключать трансформатор; подбирать предохранительные вставки и т. п.

§ 8. ПЛАВКА МЕДНЫХ СПЛАВОВ В ИНДУКЦИОННЫХ ВЫСОКОЧАСТОТНЫХ ПЕЧАХ БЕЗ МЕТАЛЛИЧЕСКОГО СЕРДЕЧНИКА

В некоторых случаях плавка медных сплавов производится в индукционных печах без металлического сердечника.

Условия плавки медных сплавов в таких печах близки к тигельной плавке. На дно тигля засыпают древесный уголь и мелкую шихту, затем укладывают крупную шихту и расплавляют ее. Остаток мелкой шихты расплавляют в жидком металле. Перед загрузкой твердой шихты в жидкий металл ее подогревают для удаления влаги.

После расплавления всех шихтовых материалов сплав нагревают до заданной температуры и производят раскисление фосфористой медью. Закончив первое раскисление, очищают шлак и вводят легкоплавкие металлы — олово, цинк, свинец, алюминий и др., нагревают металл до заданной температуры и вторично раскисляют.

Разливка металла в формы может производиться непосредственно из плавильной печи.

§ 9. ТЕХНОЛОГИЯ ПЛАВКИ МЕДИ И НЕКОТОРЫХ МЕДНЫХ СПЛАВОВ

1. Плавка меди

Отливки из чистой красной меди изготовляются редко, так как литейные свойства меди низкие и изготовление отливок из нее представляет большие трудности.

В качестве шихтового материала в большинстве случаев используют листы электролитической меди, которые режут на части, удобные для загрузки. Могут быть использованы хорошо очищенные отходы. Плавка меди может производиться во всех плавильных печах, применяемых для плавки медных сплавов: тигельных, пламенных и электрических, но наиболее удобна для плавки меди электродуговая печь. Плавка меди во всех печах ведется под слоем древесного угля. Печи перед загрузкой должны быть хорошо разогреты (до 900—1000°). В тигель или печь забрасывают хорошо прокаленный древесный уголь в таком количестве, чтобы он закрыл поверхность расплавленного металла, затем загружают медь, отходы и засыпают сверху древесным углем. Расплавление меди нужно вести по возможности быстрее. При загрузке меди в слабо подогретую печь плавка сильно затягивается.

После расплавления медь нагревают до заданной температуры и производят раскисление. Предварительное раскисление меди проводится непосредственно в плавильных печах, а окончательное— в ковшах перед заливкой. Ковши или тигли перед разливкой необходимо хорошо разогревать во избежание понижения температуры и жидкотекучести меди.

Наиболее сложной операцией при плавке меди является раскисление сплава. Сложность процесса раскисления состоит в том, что раскислитель нельзя давать в избытке, так как он будет ухудшать основные свойства меди, а недостаток раскислителя не обеспечивает полного раскисления.

Для предварительного раскисления пользуются фосфористой медью.

После предварительного раскисления берется технологическая проба на раскисленность меди. Заливают брусок меди и после охлаждения изгибают его. При изгибе проба не должна давать трещин в месте перегиба. Если проба ломается или дает трещины, медь надо дополнительно раскислить.

Кроме того, можно изготовить микрошлиф и определить степень раскисленности.

Окончательное раскисление меди производят в ковше, после выпуска из печи, перед заливкой меди в формы. Для окончательного раскисления лучше всего пользоваться оловом или цинком. Остатки олова после раскисления меньше снижают электропроводность и электропроводность, чем фосфор, алюминий и др.

Разливку меди необходимо производить быстро, в противном случае значительное количество меди будет нараживаться в ковше.

2. Плавка оловянной бронзы

Оловянную бронзу можно выплавлять в любой печи, применяемой для плавки медных сплавов. Выплавка может производиться из одних свежих металлов или из свежих металлов с добавкой отходов.

На чистых металлах плавка ведется в следующем порядке. В тигель или на под печи засыпают древесный уголь, загружают медь; сверху засыпают древесным углем. Если вся медь не вмещается за один прием в печь, то остаток ее добавляют в жидкий металл, при этом куски меди предварительно подогревают. Когда вся медь расплавится, ее нагревают до заданной температуры (см. табл. 73) и раскисляют фосфористой медью (0,3% от веса меди).

В раскисленную медь вводят цинк, свинец и олово и подогревают сплав до заданной температуры. При разливке металла в формы его еще раз раскисляют в ковшах фосфористой медью. Раскисление бронзы перед заливкой улучшает ее жидкотекучесть и освобождает от неметаллических включений, которые могут попадать в сплав при наполнении ковшей.

Плавка оловянной бронзы с применением оборотных материалов усложняется тем, что необходимо предохранить сплав от сильного окисления. Поэтому плавку ведут под слоем древесного угля или под слоем флюса. Если в шихту чистая медь входит в небольшом количестве, вначале расплавляют оборотные металлы, а потом медь. Если медь в шихте употребляется в большом количестве, то лучше вначале расплавить медь и к ней добавить оборотные металлы.

Плавка ведется в следующем порядке. В разогретую печь или тигель засыпают древесный уголь, загружают шихтовые материалы и расплавляют их. После полного расплавления всей шихты сплав перемешивают и нагревают до заданной температуры.

Чистые металлы — цинк, олово, свинец — вводят в сплав в небольших количествах для подшихтовки и компенсации угара этих элементов. Добавляют эти металлы в конце плавки, перед выпуском металла в ковши.

В готовый сплав, находящийся в ковше, рекомендуется добавлять фосфористую медь в количестве 0,1% к весу сплава для дегазации, раскисления и удаления неметаллических включений.

При плавке сильно загрязненных оборотных металлов рекомендуется применять вместо древесного угля флюсы. Флюс надо вводить в два приема. После загрузки шихты забрасывают в печь или засыпают в тигель часть флюса, расплавляют металл, перемешивают его и снимают шлак. На поверхность чистого металла забрасывают новую порцию флюса. В качестве флюса могут быть использованы: поваренная соль, морская соль, битое стекло, плавиковый шпат, сода и др.

Перед разливкой бронзы, выплавленной с помощью флюсов, надо следить за тем, чтобы флюсы не попадали в литейные формы.

Перед разливкой металла флюсы сгущают добавкой кварцевого песка и снимают с поверхности металла или задерживают счищалкой во время заливки.

Для определения готовности бронзы необходимо брать технологическую пробу. Для этого зачерпывают ложкой бронзу и заливают ее в металлическую форму, охлаждают и ломают. Излом должен быть чистым и однородным.

Разливать металл можно только после получения удовлетворительной пробы.

3. Плавка оловянной бронзы, содержащей цинк

Большинство марок оловянной бронзы содержит в своем составе цинк. Плавка такой бронзы отличается от плавки чисто оловянной бронзы тем, что цинк испаряется при 920° и создает в распыленном металле положительное газовое давление, поэтому бронза, содержащая цинк, окисляется в распыленном состоянии.

Приготовление такой бронзы может производиться как из чистых, так и из оборотных металлов.

Плавка оловянноцинковой бронзы из чистых металлов ведется в следующем порядке. В разогретый тигель или печь засыпают древесный уголь, загружают медь и расплавляют ее. Полностью расплавленную медь нагревают до заданной температуры и раскисляют фосфористой медью (0,2—0,3% от веса меди). В раскисленную медь вводят цинк, затем олово, доводят сплав до заданной температуры (1150—1200°) и выпускают из печи в ковши для разливки в формы.

В случае приготовления бронзы из оборотных металлов плавка ведется под слоем древесного угля. Расплавленные отходы нагревают до заданной температуры, перемешивают ванну и раскисляют фосфористой медью. В данном случае фосфористая медь используется как рафинирующее средство. После раскисления берется проба. При удовлетворительной пробе в сплав вводят цинк и олово. Цинк в сплав можно вводить также в виде латунных обрезков. Латунные обрезки вводятся в расплавленный металл в конце плавки. Сплав после добавки цинка и олова подогревают до заданной температуры и выпускают в ковши для заливки форм.

4. Плавка оловянносвинцовой и свинцовой бронзы

Плавка свинцовой бронзы представляет большие трудности по причине большой ликвации свинца, который может отстаиваться на дне тигля. Равномерного распределения свинца в сплаве можно добиться путем перемешивания сплава в печи и при заливке в формы, охлаждения отливки с максимальной скоростью или путем ввода в сплав дополнительных элементов, которые уменьшают или устраняют ликвацию свинца. Так, например, добавка к 30%-ной свинцовой бронзе 2% фосфора или 2% никеля устраняет ликвацию свинца. Уменьшает ликвацию свинца также и добавка в сплав олова.

Для плавки необходимо применять такие плавильные печи, в которых можно осуществить хорошее перемешивание сплава. Кроме того, необходимо всегда учитывать, что переход с плавки свинцовой бронзы на плавку бронзы других марок сопровождается насыщением их свинцом, так как свинец пропитывает поры огнеупорной футеровки.

При плавке свинцовой бронзы расплавляют медь под слоем древесного угля, нагревают ее до 1140—1170° и раскисляют. Свинец и олово вводят в раскисленную медь в конце плавки. Готовый сплав в печи тщательно перемешивают и выпускают в ковш для разливки.

Перед разливкой и во время разливки металла в формы его тщательно перемешивают. Заливать свинцовую бронзу надо в быстроохлаждаемые формы.

5. Плавка алюминиевой бронзы

Трудность плавки алюминиевой бронзы состоит в том, что алюминий является раскислителем для меди и других компонентов, входящих в медный сплав; окисляется алюминий с образованием пленок окиси алюминия, которые тугоплавки и трудно отделяются от сплава. Плавку этой бронзы ведут с минимальным окислением алюминия и с последующей очисткой сплава от образовавшихся алюминиевых окислов.

Плавка простой алюминиевой бронзы из чистых металлов и лигатур ведется в следующем порядке. Нагревают тигель или печь, засыпают древесный уголь, загружают медь и расплавляют ее; после расплавления медь нагревают до заданной температуры и раскисляют. При этом фосфористую медь берут в несколько большем количестве, чем требуется для раскисления 0,3—0,5%. На раскисление уходит только часть введенной фосфористой меди. В металле остается фосфора примерно 0,02—0,05%.

Раскисленную медь покрывают флюсом, состоящим из хлористых и фосфористых солей ($NaCl$ — 85% + CaF_2 — 15% или KCl 44% + $MgCl_2$ 56%). Флюсы должны обладать способностью растворять окислы алюминия и предохранять сплав от дальнейшего окисления.

Алюминий надо вводить только в хорошо раскисленный металл. Лучше всего алюминий вводить при помощи лигатуры (50% Al + + 50% Cu). Температура заливки алюминиевой бронзы должна быть не выше 1150°.

При плавке специальной алюминиевой бронзы порядок плавки должен быть следующим. В расплавленную и раскисленную медь вначале добавляют все компоненты, которые должны содержаться в данной бронзе: железо, никель, марганец. Все эти компоненты вводятся в сплав в виде лигатур. Алюминий в виде лигатуры вводится в сплав последним.

Плавка оборотной алюминиевой бронзы проводится под флюсом. В разогретую печь загружают оборотные металлы и засыпают сверху флюсом. Флюсы по мере расплавления металла будут поглощать окислы алюминия. Раскисления металла фосфористой бронзой в этом случае не производят.

После нагрева металла до заданной температуры вводят в виде лигатур железо, никель, марганец и другие компоненты. Последним в этом случае добавляется алюминий.

Перевод печей на плавку алюминиевой бронзы сопровождается промывными плавками, так как некоторые элементы в алюминиевой бронзе являются вредными (олово, сурьма, мышьяк, фосфор, кислород). Еще с большей тщательностью нужно подготовлять печи для перехода с алюминиевой бронзы на плавку бронзы других марок, так как присутствие алюминия и его окислов снижает качество бронзы. В крупных цехах целесообразно плавильные печи специализировать применительно к отдельным группам медных сплавов или к отдельным сплавам.

6. Плавка кремнистой бронзы и латуни

Плавка кремнистой бронзы и латуни ведется под слоем древесного угля и флюсов. В качестве флюса используется бура. Медь расплавляют под слоем древесного угля, нагревают до заданной температуры и раскисляют фосфористой медью (0,2—0,3% к весу сплава).

Раскисленную медь засыпают флюсом и вводят кремний в виде меднокремнистой лигатуры или ферросилиция. В последнем случае в сплав попадает железо. В кремнистой бронзе и латуни отдельных марок допускается до 2% железа. Цинк и свинец вводят в сплав после кремния, в конце плавки.

Кремнистая бронза обладает хорошей жидкотекучестью; температура заливки колеблется в пределах 980—1100°. Перед заливкой бронзу целесообразно несколько выдержать в печи или в ковше для успокоения металла, особенно если плавка ведется в пламенных печах.

Плавка кремнистой латуни характеризуется тем, что она обладает большим поверхностным натяжением и во время плавки почти не выделяет окиси цинка. Поэтому в процессе плавки флюсы можно не добавлять. Заливать кремнистую латунь надо спокойно, так как поверхностная пленка окислов может попадать в отливку.

7. Плавка медноникелевых сплавов

Плавка медноникелевых сплавов ведется при высоких температурах (до 1650°).

Вредными примесями в медноникелевых сплавах являются сера и особенно углерод. Никель, поступающий в шихту, не должен содержать углерода. Древесный уголь можно применять только

при плавке низконикелевых медных сплавов (15% Ni; 65% Cu и 20% Zn).

Для плавки медноникелевых сплавов наиболее целесообразно применять электроплавильные печи с основной футеровкой или вакуумные высокочастотные печи. Последние применяют в тех случаях, когда необходимо заливать слитки медноникелевых спла-

При плавке медноникелевых сплавов в графитовых тиглях последние обжигают с обдувкой внутренней части тигля воздухом для удаления графита из поверхностных слоев. Тигель становится белым, так как на поверхности остается только окись алюминия (Al_2O_3). Более надежной является обмазка тигля внутри краской следующего состава: 80% MgO, 8% жидкого стекла и 12% воды; или 97,5% магнезита, 1,5% кварцевого песка и 2% каолина. Смесь эта увлажняется раствором воды с жидким стеклом (50% воды + + 50% жидкого стекла) до густоты обмазки. Тигель вначале прокаливают, обмазывают жидким стеклом и просушивают, затем наносят слой обмазки толщиной 4—6 *мм*, сушат и снова прокаливают. После прокаливания обмазка не должна иметь трещин.

Плавка медноникелевых сплавов производится под слоем флюсов. В качестве флюсов используются морская соль, известь, плавиковый шпат, битое стекло и др.

Медноникелевые сплавы, содержащие большое количество никеля, плавят в следующем порядке. Медь и никель загружают вместе и расплавляют под слоем флюса. В качестве флюса используют плавиковый шпат и известь. Расплавленный металл нагревают до заданной температуры (в зависимости от содержания никеля в сплаве) и проводят раскисление.

Раскисление ведется марганцем и магнием. Марганца для раскисления достаточно 0,3—0,5% к весу металла, но так как марганец в медноникелевых сплавах допускается в значительных количествах, то его присаживают сразу, с учетом добавки на раскисление. Практика показывает, что одного марганца для полного раскисления медноникелевых сплавов недостаточно. Для полного раскисления этих сплавов, кроме марганца, применяют еще магний в количестве 0,1% к весу сплава. Магний можно вводить в сплав в печи и в ковш при разливке. Вводится магний в сплав при помощи штанги или колокольчика. Во многих случаях порция магния разделяется на две части: одна часть дается в печь, а другая в ковш.

Перед выдачей металла из печи берется проба для определения макроструктуры и раскисленности сплава. Если проба дает неудовлетворительный излом, раскисление магнием повторяют.

Медноникелевые сплавы с небольшим содержанием никеля (15—20%) можно плавить в тигельных или электрических печах.

Плавка таких сплавов может производиться под слоем древесного угля и флюсов. Вначале расплавляют медь и частями к ней добавляют никель. После этого вводится расчетное количество

других элементов: цинка, марганца, кремния и др. и в конце плавки добавляется в сплав оборотный лом.

Раскисление медноникелевых сплавов с содержанием 15—20% никеля производится при помощи фосфористой меди.

Порядок плавки медноникелевых сплавов может несколько изменяться в зависимости от плавильного агрегата. Так, например, в современных высокочастотных печах можно вначале расплавить никель и железо, затем добавить медь и раскислить сплав марганцем и магнием.

8. Плавка простой латуни

Для плавки простой латуни могут применяться любые плавильные печи, применяемые для медных сплавов, но наиболее целесообразно применять индукционные печи с металлическим сердечником.

В качестве шихтовых материалов могут быть использованы любые исходные материалы, как чистые металлы (медь, цинк), так и оборотные металлы. При переработке оборотных металлов порядок загрузки большого значения не имеет. Если же в шихту вводят свежие металлы, то в первую очередь расплавляется медь. Только после расплавления меди загружаются оборотные металлы. Цинк и свинец вводятся после полного расплавления и нагрева сплава до заданной температуры.

Готовность латуни при плавке в индукционных печах определяется качеством пульсации паров цинка, что соответствует температуре 1020—1030°.

При плавке латуней в других плавильных печах необходимо применять защитные средства для предохранения цинка от угара. Обычно в этих печах плавка латуней ведется под слоем древесного угля и флюсов (морская соль, плавиковый шпат, стекло, сода и др.).

Температура заливки латуни находится в пределах 950—1100°. Чем быстрее заполняется форма, тем меньше выделяется окиси цинка и тем меньше будет поверхностных дефектов в отливках.

9. Плавка специальной латуни

Специальная латунь, широко применяемая в литейных цехах для отливки фасонных деталей, отличается от простой латуни тем, что в ее составе, кроме меди и цинка, могут содержаться другие компоненты: марганец, никель, алюминий, олово, кремний и др.

Особенность плавки специальной латуни состоит в том, что устанавливается определенный порядок введения компонентов в сплав. Расплавляют медь, раскисляют ее и вводят добавки, которые не подвержены сильному окислению. Компоненты в сплав вводить целесообразно в виде лигатур. Легкоокисляющиеся добавки и цинк (расчетное количество) вводятся в конце плавки. Рафинирование специальных латуней проводится добавкой фосфористой меди. Фосфор увеличивает жидкотекучесть и очищает сплав от загрязнений.

Плавка специальной латуни ведется под слоем древесного угля или флюсов.

Для получения специальной латуни более точного состава применяется способ двойной плавки. Вначале приготовляется предварительный сплав, разливается в чушки и анализируется, затем снова расплавляется, производится подшихтовка, нагрев до заданной температуры и разливка в литейные формы.

При хорошо налаженном в цехе экспресс-анализе приготовление специальной латуни можно проводить без приготовления предварительного сплава.

При плавке медных сплавов, в состав которых входит цинк, надо соблюдать особую осторожность при вводе его в сплав. Попадая в металл, цинк быстро испаряется; поэтому нельзя вводить его в сильно перегретый металл, так как в этом случае может произойти выбрасывание металла. В латунь цинк вводится предварительно подогретым и небольшими порциями, что исключает выбрасывание металла.

§ 10. МЕТОДЫ КОНТРОЛЯ ПЛАВКИ МЕДНЫХ СПЛАВОВ

Для нормальной работы печи, а также для получения высококачественного сплава необходимо систематически контролировать температуру металла при плавлении и перед разливкой его в формы. Обычно для замера температуры медных сплавов применяют термопары погружения с защитным чехлом из жароупорной стали или из чугуна. Чехол представляет собой трубку диаметром 15—20 *мм* с закрытым дном. Термопары для изменения температуры могут быть переносные для периодического измерения и постоянные, заделанные в стенки печи. Чехлы постоянных термопар должны быть покрыты огнеупорным составом для того, чтобы они не растворялись в металле. Окраска чехлов возобновляется через каждые сутки. В современной практике термопары соединяют с автоматической аппаратурой, которая регулирует режим горения топлива, подачу воздуха, топлива или электрической энергии в плавильную печь. В отдельных случаях термопары соединяют со световой или звуковой сигнализацией.

В конце плавки берутся пробы для химического анализа, определения раскисленности металла, микроизлома и содержащихся в сплаве газов.

Химический состав металла может определяться обычным и ускоренным методами с помощью спектрографа. Для определения химического состава ускоренным методом необходимо иметь паспортные эталоны, с которыми можно было бы сравнивать взятые пробы.

Раскисленность сплава определяется осмотром залитой пробы, изгибом этой пробы до определенного угла или ковкой ее. Раскисленный сплав дает пробу с чистой поверхностью и нормальной усадкой в виде воронки или утяжины.

Технологические пробы ломают и сравнивают с эталоном. Проба в изломе должна быть чистой, однородной и мелкокристаллической.

В настоящее время в литейном производстве разработан ряд методов и приборов для определения газов в жидком сплаве. Эти методы дают возможность быстро определять количество газов в сплавах.

Методы контроля плавки устанавливаются в зависимости от выплавляемого сплава и плавильной печи и должны быть предусмотрены в технологической инструкции на плавку данного сплава.

§ 11. РАЗЛИВКА МЕДНЫХ СПЛАВОВ

При разливке меди и медных сплавов необходимо учитывать их значительную склонность к поглощению газов и быстрому снижению температуры.

Сплавы, выплавленные в графитовых тиглях, разливают из этих же тиглей без переливания металла. Для этого тигли вытаскивают из печей и подносят к литейным формам.

Из пламенных и электрических печей медные сплавы разливают в литейные формы при помощи ложек, ковшей и графитовых тиглей.

Ковши перед разливкой медных сплавов нагреваются до 600—700°, а графитовые тигли просушиваются, прокаливаются и нагреваются докрасна.

При выпуске из печей струя металла захватывает газы и окисляется, поэтому для многих медных сплавов применяют дополнительное раскисление в ковше. Разливка медных сплавов в металлические формы производится ложками, нагретыми до температуры рабочего пространства. Чтобы ложки не охлаждались в перерывах между заливками, их помещают в рабочее пространство печей.

ГЛАВА V

ПЛАВКА АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

§ 1. ОСОБЕННОСТИ ПЛАВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Алюминиевые сплавы обладают значительной склонностью к поглощению газов, особенно при нагревании выше 800°. Взаимодействуя с атмосферой, они окисляются с образованием окиси алюминия, которая может задерживаться в распыленном металле. Кроме того, алюминиевые сплавы взаимодействуют с влагой, которая может вноситься в плавку с шихтой. Вода вступает во взаимодействие с алюминием по реакции

$$3H_2O + 2Al \rightarrow Al_2O_3 + 3H_2;$$

при этом выделяющийся водород растворяется в сплаве. Другие газы — окись углерода, углекислый газ, сернистый газ, — попадая в металл, дают твердые продукты, которые могут оставаться в металле:

$$6Al + 3CO \rightarrow Al_2O_3 + Al_4C;$$

$$8Al + 3CO_2 \rightarrow 2Al_2O_3 + Al_4C;$$

$$6Al + SO_2 \rightarrow 2Al_2O_3 + Al_2S.$$

Все это приводит к ухудшению качества получаемых отливок.

Большое значение для получения алюминиевых сплавов хорошего качества имеет температурный режим плавки. Алюминиевые сплавы не рекомендуется перегревать. Высокая температура приводит к значительному поглощению газов, которые, растворяясь в сплаве, приводят к образованию окислов и других соединений, ухудшающих литейные и механические свойства сплава.

Даже при самом тщательном ведении плавки в алюминиевых сплавах успевают частично растворяться газы и окислы. Поэтому, чтобы получить отливки хорошего качества, применяют следующие способы обработки алюминиевых сплавов:

1) рафинирование сплава для удаления неметаллических включений, находящихся в сплаве во взвешенном состоянии;

2) дегазацию сплава для удаления газов, находящихся в расплавленном металле,

3) модифицирование сплава для получения более мелкой кристаллической структуры и повышения механических свойств сплава.

Во многих случаях процессы рафинирования и дегазации совмещаются и протекают одновременно.

§ 2. ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ ДЛЯ ПЛАВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

В состав плавки алюминиевых сплавов входят чистые металлы, первичные сплавы (силумины) и лигатуры.

В табл. 74 приводится химический состав некоторых лигатур.

При составлении шихты используются вторичные алюминиевые сплавы по ГОСТ 1583-53, а также отходы литейного цеха в виде литников, выпоров, прибылей, сплесков, сливов, бракованных отливок и т. п. Крупные отходы могут использоваться без предва-

Таблица 74

Наименование лигатуры	Химический состав в %										Температура плавления в °С
	Кремний	Медь	Магний	Марганец	Бериллий	Никель	Железо	Титан	Хром	Алюминий	
Алюминиевокремнистая	12—15	—	—	—	—	—	—	—	—	Остальное	620—660
Алюминиевомедная	—	45—55	—	—	—	—	—	—	—	„	570—600
Алюминиевомагниевая	—	—	9—11	—	—	—	—	—	—	„	560—640
Алюминиевомарганцевая	—	—	—	9—11	—	—	—	—	—	„	770 830
Алюминиевобериллиевая	—	—	—	—	2—3	—	—	—	—	„	600 660
Алюминиевоникелевая	—	—	—	—	—	9—11	—	—	—	„	680—730
Алюминиевожелезистая	—	—	—	—	—	—	9—■	—	—	„	800—850
Алюминиевотитанистая	—	—	—	—	—	—	—	2—4	—	„	800—1000
Алюминиевомедноникелевая	—	35—45	—	—	—	15—25	—	—	—	„	700—740
Алюминиевомедномарганцевая	—	35—45	9—11	—	—	—	—	—	—	„	630—670

рительной переплавки, но они должны быть хорошо очищены от песка и не должны иметь железных шпилек, сеток, каркасов, арматуры.

Мелкие отходы целесообразно предварительно переплавлять и рафинировать, после чего подвергать химическому анализу.

Количественное соотношение свежих и оборотных материалов в шихте устанавливается отдельно для каждого сплава в зависимости от его состава и наличия исходных материалов. Шихту обычно составляют из 40—50% отходов и такого же количества свежих материалов.

§ 3. ФЛЮСЫ ДЛЯ ПЛАВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

При плавке алюминиевых сплавов и при переплавке отходов применяются различные флюсы. Для плавки алюминиевомагниевых сплавов АЛ8 и АЛ13 применяют флюсы следующего состава: 60% $MgCl_2$ и 40% NaCl или 50% MgF_2 и 50% B_2O_3.

В отдельных случаях может применяться карналлит ($MgCl_2$, KCl) с добавкой к нему 5% CaF_2. В качестве покровных флюсов при плавке других алюминиевых сплавов могут быть использованы флюсы следующего состава: 35% NaCl; 50% $NaAlF_6$; 15% Na_2CO_3 или 15% CaF_2; 85% $CaCl_2$.

В табл. 75 приведены составы некоторых флюсов, применяемых при плавке алюминиевых сплавов.

Таблица 75

Назначение флюса	Состав в весовых процентах						
	NaCl	KCl	Na_3AlF_6	CaF_2	NaF	Na_2CO_3	$ZnCl_2$
Для переплавки отходов	50,0	35,0	15,0	—	—	—	—
То же	40,0	50,0	—	—	10		—
» »	35,0	—	50	—	—	15	—
Для переплавки скрапа	35	40	20	—	—	—	—
Для переплавки стружки	39,0	50,0	6,6	4,4	—	—	—
То же	60,0	—	—	20,0	20,0	—	—
» »	—	60,0	40,0	—	—	—	—
Для промывки ванны	—		75,0	—	—	—	25

Готовые флюсы должны храниться в сухом месте в плотно закрывающейся таре, так как хлористые соли обладают повышенной гигроскопичностью. На практике часто хранение флюсов производят в сушильных печах при температуре 150—200°. При переплавке мелких отходов и стружки расход флюсов составляет 10—25% от веса переплавляемого металла.

Флюсы должны иметь температуру плавления около 500—600° и расплавляться раньше металла.

1. Материалы для рафинирования и дегазации алюминиевых сплавов

Для рафинирования алюминиевых сплавов применяют газы (хлор и азот) и различные соли. Жидкий хлор доставляется в баллонах; содержание в нем влаги должно быть не более 0,5%. Газообразный азот также доставляется в баллонах. При этом содержание азота должно быть не менее 99,8%, содержание кислорода не должно быть выше 0,15% объема. Степень сжатия газа в баллоне должна быть не менее 150 *ат*.

Расход хлора составляет 0,3 баллона на 1 *т* сплава. Продувка азотом применяется реже, но газообразный азот используется для продувки хлорной магистрали и удаления остатков хлора из трубопровода.

Средний расход азота составляет 0,2 баллона на 1 *т* сплава.

Из твердых солей для рафинирования применяют хлористый цинк ($ZnCl_2$), хлорный бор (BCl_3) и хлористый титан ($TiCl_4$). В последнее время для обработки сплавов применяют хлористые и фтористые соли циркония. Наибольшее применение в литейных цехах находит хлористый цинк. Содержание цинка в нем составляет 41,0%; железа не более 1,4%, металлических окислов (Fe_2O_3); Al_2O_3; CaO и др.) не более 6,5%. Температура плавления хлористого цинка 365°; температура кипения 732°.

Все рафинирующие соли должны применяться обязательно в обезвоженном состоянии. Хранить обезвоженные соли необходимо в закрытой таре или в термостате при температуре 110—120°.

При рафинировании сплавов обезвоженным хлористым цинком расход его на 1 *т* сплава в среднем составляет 2 *кг*. Расход хлористого циркония ($ZrCl_2$) и фтористого циркония (ZrF_2) составляет 1% к весу обрабатываемого сплава. Циркониевые соли применяют для обработки алюминиевомагниевых сплавов АЛ8 и АЛ13.

2. Материалы для модифицирования алюминиевых сплавов

Для модифицирования алюминиевых сплавов применяют металлический натрий в количестве 0,1% от веса сплава. Натрий имеет удельный вес 0,97 и плавится при 97,7°. При модифицировании натрий заворачивают в алюминиевую фольгу и при помощи колокольчика погружают в сплав. Так как ввод натрия в сплав сопровождается пироэффектом, для модифицирования в большинстве случаев пользуются солями натрия. Модификаторы могут состав-

ляться из двух, трех и более солей. Модификатор из двух солей имеет следующий состав:

Хлористый натрий	33,0%
Фтористый „	67,0%

Модификатор из трех солей имеет следующий состав:

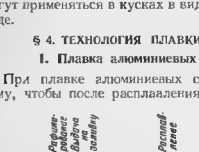
Хлористый натрий	62,5%
Фтористый „	25,0%
Хлористый калий	12,5%

Модификаторы, так же как и флюсы, можно применять только после просушки их при 150—180°. Хранить модификаторы следует в закрытой таре в сухом месте. Средний расход модификатора на 1 *т* обрабатываемого сплава составляет 2—2,5%. Модификаторы могут применяться в кусках в виде размолотого порошка и в жидком виде.

§ 4. ТЕХНОЛОГИЯ ПЛАВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

1. Плавка алюминиевых сплавов под слоем флюса

При плавке алюминиевых сплавов необходимо стремиться к тому, чтобы после расплавления в сплаве было растворено минимальное количество окислов алюминия. Это достигается путем предварительной дробеструйной очистки шихтовых материалов и рафинирования сплава при помощи флюсов. Флюсы засыпаются в разогретый тигель или печь, затем производится загрузка шихтовых материалов, которые сверху снова засыпают флюсом с таким расчетом, чтобы им был покрыт весь расплавленный металл.



Фиг. 138. Графики плавки в тигельном горне.

Расход флюсов при компактной шихте составляет 4—5% к весу металла; при мелкой некомпактной шихте 8—10% и при плавке стружки — до 20—30%.

В покровные флюсы для растворения окиси алюминия вводят криолит и фтористый натрий.

2. Рафинирование сплавов методом замораживания

При рафинировании сплава методом замораживания сплав расплавляют, нагревают на 20—30° выше температуры заливки и медленно охлаждают до полного затвердевания. После этого сплав быстро нагревают до температуры разливки и заливают в формы.

На фиг. 138 показаны графики плавки в тигельном горне без замораживания (*1*) и с замораживанием (*2*). Сравнивая кривые *1* и *2*, видим, что продолжительность плавки с замораживанием составляет не менее 5—6 час., а без замораживания — 2,5 часа.

Способ замораживания дает только частичную дегазацию сплава, вследствие чего во многих случаях требуется дополнительное рафинирование его перед разливкой. Этот способ следует применять в случае невозможности применения других методов дегазации сплава.

3. Рафинирование алюминиевых сплавов хлоридами

Обработка алюминиевых сплавов хлористыми солями цинка, титана, бора, марганца и алюминия является одним из наиболее распространенных способов дегазации. Хлористый алюминий ($AlCl_3$) обладает высокой упругостью пара (температура кипения 180°). В сплаве хлористый алюминий находится в парообразном состоянии. Применение других хлористых солей (цинка, титана и бора) основано на способности их к взаимодействию с алюминием по следующим реакциям:

$$3ZnCl_2 + 2Al \rightarrow 2AlCl_3 + Zn;$$

$$3TiCl_4 + 4Al \rightarrow 4AlCl_3 + 3Ti;$$

$$BCl_3 + Al \rightarrow AlCl_3 + B.$$

В результате этих реакций образуется хлористый алюминий и восстанавливается цинк, титан, бор, которые остаются в сплаве в виде примесей. Рафинировочные соли вводят в расплавленный металл при помощи металлического колокольчика. Колокольчик опускают в жидкий сплав и легким движением перемешивают последний. Процесс рафинирования продолжается 4—5 мин.

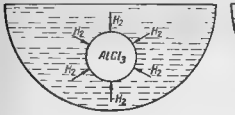
Механизм дегазации сплава с помощью хлоридов заключается в следующем. Парообразный хлористый алюминий, поднимаясь в виде паров на поверхность расплава, увлекает за собой пузырьки водорода. Схема дегазации за счет образующегося хлористого алюминия показана на фиг. 139. Хлористый алюминий является газом, нейтральным к водороду, поэтому действие его основано только на разнице парциальных давлений: парциальное давление водорода в пузырьке хлористого алюминия равно нулю, тогда как парциальное давление водорода в сплаве выше нуля, поэтому водород устремляется к пузыркам хлористого алюминия.

Основной недостаток рафинирования солями состоит в том, что соли не дают устойчивых результатов. Дегазация сплава непосредственно хлористым алюминием дает хорошие результаты, но связана с большими трудностями вследствие его большой гигроскопичности.

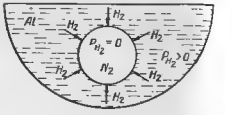
Рафинирование солями производится при температурах 680—700°.

4. Рафинирование алюминиевых сплавов азотом

При дегазации алюминиевых сплавов азотом газ из баллона подают по резиновой трубке через кварцевую трубку, которая опускается в нижний слой металла. Для очистки азота от кислорода его пропускают через трубки, наполненные медной стружкой, нагретой до 900°. Продувку сплава азотом начинают при температуре 680—690°. Процесс рафинирования длится 5—10 мин. После рафинирования температуру металла быстро повышают, снимают шлак и разливают металл в формы.



Фиг. 139. Схема рафинирования сплавов летучими солями (хлористым алюминием).



Фиг. 140. Схема рафинирования азотом.

Азот с водородом не вступают в химическую реакцию, поэтому механизм рафинирования азота можно представить в виде схемы (фиг. 140). Пузырьки азота наполняются водородом и всплывают на поверхность. Выделяясь к поверхности ванны, азот увлекает за собой перешедший в него водород. По мере поступления новых пузырьков азота растворенный в металле водород будет переходить в пузырьки и вместе с ними удаляться из сплава.

Одновременно с удалением водорода из сплава удаляются и неметаллические включения в виде окислов и шлака, которые прилипают к пузырькам азота и, на основе законов флотации, всплывают на поверхность.

Температуру металла при рафинировании необходимо поддерживать низкой, так как азот в сплаве может давать значительное количество нитридов. Поэтому для сплавов, содержащих значительное количество магния, рафинирование азотом применять не рекомендуется.

Продувка алюминиевых сплавов азотом не дает достаточно хороших результатов, поэтому ее применяют в отдельных случаях в сочетании с другими способами рафинирования.

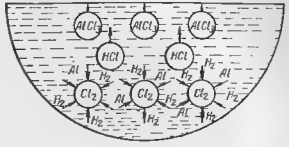
5. Рафинирование алюминиевых сплавов хлором

Продувка сплавов хлором имеет значительные преимущества перед другими способами рафинирования. Хлорирование алюминия и алюминиевых сплавов широко применяется как на металлургических заводах, так и в литейных цехах.

Установка для хлорирования состоит из баллона с хлором, осушительных склянок с серной кислотой, ртутного манометра и кварцевой трубки с внутренним диаметром 15 *мм*. Кварцевая трубка, соединенная с баллоном специальным резиновым шлангом, опускается в разливочный ковш или тигель так, чтобы она не доходила до дна на 100—150 *мм*. Тигель или ковш должны закрываться крышкой с газоотводной трубкой. Обработка производится в специальной камере или под газоотводным зонтом. Кварцевая трубка перед введением в сплав подогревается.

Процесс рафинирования сплава хлором должен проходить под наблюдением мастера; рабочие, осуществляющие эту операцию, должны быть хорошо проинструктированы.

Установка для хлорирования должна быть отделена от помещения, где производится обработка сплавов хлором.



Фиг. 141. Схема взаимодействия хлора с алюминием и растворенным в сплаве водородом.

Хлор подается под давлением 100 *мм* рт. ст. Расход его на рафинирование составляет 15—25 пузырьков в секунду.

Продолжительность рафинирования зависит от состава сплава и от характера шихтовых материалов. Для кремниевых сплавов (АЛ4, АЛ2, АЛ9 и АЛ5) продолжительность рафинирования равна 7—10 мин., для медноалюминиевых сплавов 5—7 мин.

Процесс рафинирования хлором ведется при температурах 670—690°.

После рафинирования сплава поверхность его тщательно очищают от шлака, быстро поднимают температуру до 700—750° и разливают сплав в разносные тигли.

Хлор по отношению к водороду и алюминию является активным элементом, он вступает в химические реакции с алюминием:

$$3Cl_2 + 2Al \rightarrow 2AlCl_3 + 380\,200\ кал.$$

и с водородом

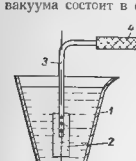
$$Cl_2 + H_2 \rightarrow 2HCl + 44\,000\ кал.$$

Хлор не растворяется в сплаве и действует подобно азоту. Пузырьки хлора, не вступившие в химическую реакцию с водородом и алюминием, всплывают и уносят с собой в атмосферу водород. Схема взаимодействия хлора с алюминием и растворенным в сплаве водородом показана на фиг. 141. Образующийся хлористый алюминий и хлористый водород по отношению к сплаву являются нейт-

тральными веществами, они всплывают на поверхность, унося с собой пузырьки водорода. Кроме того, пузырьки хлора, хлористого алюминия и хлористого водорода способствуют удалению из сплава окислов и посторонних примесей, которые находятся в сплаве во взвешенном состоянии. С применением хлорирования плавку алюминиевых сплавов можно успешно проводить в пламенных нефтяных печах.

6. Рафинирование алюминиевых сплавов созданием вакуума

Дегазация алюминиевых сплавов путем создания внутреннего вакуума состоит в следующем. В тигель *1* (фиг. 142) с расплавом погружается графитовый или шамотный фильтр *2*. Фильтр имеет форму цилиндра, внутри которого заделана металлическая трубка *3*, соединенная при помощи резинового шланга *4* с вакуум-насосом. При включении вакуум-насоса создается разрежение в системе трубка — фильтр. На границе фильтр — металл парциальное давление водорода равно нулю, в то время как насыщенный водородом сплав обладает парциальным давлением водорода больше нуля. Вследствие разности давлений газ из слоев сплава, расположенных вокруг фильтра, устремляется в фильтр и при помощи насоса отсасывается в атмосферу. В тигле с жидким металлом происходит выравнивание концентрации водорода, т. е. происходит диффузия водорода из глубинных слоев к участкам сплава, лежащим ближе к фильтру. Процесс диффузии газа в направлении к фильтру и удаление газа из металла путем отсасывания будет продолжаться до тех пор, пока разность между парциальным давлением газа, находящегося в фильтре, и газа, растворенного в металле, не станет равной нулю. Следовательно, дегазация будет происходить тем интенсивнее, чем больше разность давлений. Разность давлений создается степенью разряжения вакуум-насоса. Практически она устанавливается в пределах 580—680 *мм* рт. ст. После дегазации плотность сплава повышается на 0,3 *г/см*³.



Фиг. 142. Рафинирование с применением вакуумного насоса.

7. Рафинирование алюминиевых сплавов натрием с последующей продувкой хлором

Натрий относится к элементам, которые будучи введены в сплав, нарушают связи системы газ — металл. Рафинирование натрием с последующей продувкой хлором проводится в такой последовательности.

Сплав расплавляют и нагревают до 740—750°, после чего вводят натрий. Натрий хранится в керосине. Перед употреблением его вынимают из керосина, высушивают фильтровальной бумагой, очищают от окисной пленки, заворачивают в алюминиевую фольгу и при помощи металлического стаканчика опускают в сплав в количестве 0,05—0,075% от веса шихты.

После обработки натрием сплав продувают хлором при температуре 690° в течение 10 мин., затем быстро поднимают температуру и производят разливку сплава в формы. Комбинированное рафинирование натрием и хлором обеспечивает получение плотных отливок.

8. Рафинирование алюминиевых сплавов циркониевыми солями

В последнее время проведены успешные работы по рафинированию алюминиевомагниевых сплавов АЛ8 и АЛ13 хлористыми и фтористыми солями циркония. Цирконий обладает высокой химической активностью к газам, растворенным в сплаве, в частности к водороду. Он растворяет в больших количествах водород и дает стойкие соединения, которые не разрушаются при пониженной температуре сплава. При вводе в алюминиевые сплавы цирконий размельчает зерно и обеспечивает получение высоких механических и технологических свойств сплава.

Хлористые соли циркония гигроскопичны, их необходимо хранить в закрытой таре и в сухом месте. Фтористый цирконий негигроскопичен и может сохраняться в обычной таре в сухом месте.

Режим обработки циркониевыми солями следующий. Сплав расплавляют, нагревают до 700° и рафинируют. Расход солей составляет 1% от веса обрабатываемого сплава. После обработки солями сплав нагревают до температуры заливки и производят заливку форм.

§ 5. МОДИФИЦИРОВАНИЕ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Модифицирование алюминиевых сплавов может осуществляться путем введения в сплав чистого металлического натрия или натрия, восстанавливаемого из солей.

1. Модифицирование сплавов металлическим натрием

Натрий для модифицирования берется в количестве 0,1% от веса сплава. Вводят натрий в сплав при помощи металлического колокольчика.

Перед модифицированием сплав нагревают до 750—750°. После модифицирования сплав выдерживают в течение 10 мин. и затем разливают в формы.

При модифицировании металлическим натрием происходит бурная ревкция растворения, которая может сопровождаться выбрасы-

ванием жидкого сплава; кроме того, не достигается равномерное распределение натрия по всему сплаву. По этим причинам предпочтение отдается модифицированию сплавов солями натрия.

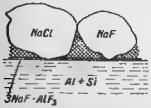
2. Модифицирование алюминиевых сплавов натриевыми солями

На фиг. 143 приведена схема взаимодействия модификатора с жидким алюминиевокремнистым сплавом. В месте контакта жидкого модификатора с расплавленным металлом идет реакция образования натрия:

$$3NaF + Al \rightarrow AlF_3 + 3Na.$$

Восстановившийся натрий переходит в сплав, а фтористый алюминий (AlF_3) соединяется с фтористым натрием и образует криолит:

$$AlF_3 + 3NaF \rightarrow 3NaF \cdot AlF_3.$$



Фиг. 143. Схема взаимодействия модификатора с жидким сплавом.

Криолит — прочное химическое соединение; плавится при температуре порядка 950—1000°. При модифицировании алюминиевого сплава образуется тонкий изолирующий слой криолита между модификатором и сплавом. Таким образом, в этом участке прекращается реакция выделения натрия. Для успешного течения реакции модификатор нужно замешивать в сплаве при определенной температуре (не ниже 800°), постепенно вводя в контакт со сплавом новые порции его.

3. Модифицирование фтористыми и натриевыми солями

При применении этого способа сплав нагревают в тигле до 800—820°; на поверхность засыпают модификатор (66,5% NaF + 33,5% NaCl) в количестве 2% от веса металла. Нагретый модификатор замешивают в сплав. После выдержки сплава в течение 30—40 мин снимают шлак и производят разливку.

При этом способе сплав выдерживают при повышенных температурах, что может привести к поглощению газов и частичному растворению металлических тиглей. В современной практике разработан ряд новых методов модифицирования, осуществляемых при более низких температурах с сокращением продолжительности модифицирования.

4. Модифицирование легкорасплавляющимися модификаторами

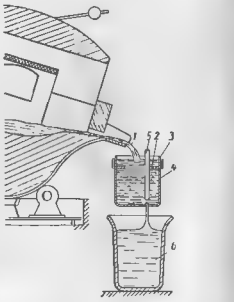
Для модифицирования применяют легкоплавкий, предварительно переплавленный и измельченный модификатор следующего состава: 25% NaF, 12,5% KCl и 62,5% NaCl. Температура плавления этого модификатора 606°. Температура нагрева сплава перед модифицированием зависит от температуры заливки данного сплава. Процесс модифицирования легкоплавким модификатором производится следующим образом. На поверхность сплава засыпается модификатор, после расплавления которого дается выдержка в течение 6—7 мин. для перехода натрия в сплав, после чего модификатор снимают. Так как модификатор легкоплавок и жидкотекуч, его сгущают добавкой фтористого натрия. После полной очистки поверхности сплава от шлака и модификатора сплав разливают в формы.

5. Модифицирование расплавленной смесью солей

С целью ускорения процесса модифицирования сплава применяют модифицирование расплавленной смесью солей фтористого и хлористого натрия (66,5% NaF и 33,5% NaCl).

Соли расплавляют в тигле и перегревают до температуры 880 — 900°. Сплав, нагретый до температуры 780 -810°, набирают в графитовый тигель, очищают от шлака и вливают в него расплавленный модификатор в количестве 2% от веса обрабатываемого сплава. Тигель транспортируют к месту заливки, где модификатор замешивают в течение 2—3 мин. и затем снимают.

Продолжительность модифицирования равна 7—8 мин.



Фиг. 144. Схема модифицирования алюминиевых сплавов пропусканием их через жидкие соли.

6. Модифицирование алюминиевых сплавов пропусканием их через расплавленные соли

Метод модифицирования сплавов пропусканием через расплавленные соли основан на диффузии Na, скорость которой зависит от поверхности соприкосновения солей с расплавленным металлом.

Схема процесса модифицирования показана на фиг. 144. Расплавленный металл из печи струей *1* подается на металлический диск *2* из жароупорной стали с отверстиями диаметром 5—10 *мм*. Металлический диск *2* располагается в тигле *3*, в котором находится расплавленный модификатор. Тигель *3* для поддержания солей *4* в расплавленном виде снабжен электрообогревателем Тигель, так же как и диск, изготовляется из жароупорной стали следующего состава: 0,4—0,8% C, 13—15% Mn, 18—21% Cr,

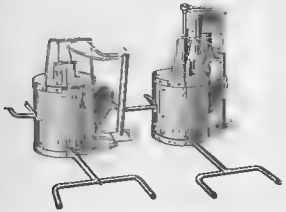
1,5—2,0% Si; до 0,11% P и 0,059% S. Для выпуска сплава в дне тигля имеется отверстие, которое закрывается пробкой *5*.

Процесс модифицирования состоит в следующем. Из печи металл, попадая на диск, разделяется на отдельные струйки и проходит через расплавленные соли. Удельный вес модификатора меньше удельного веса сплава, поэтому он плавает на поверхности. В начальный момент пробка закрывает отверстие тигля, но когда соберется некоторое количество сплава, пробка поднимается вверх и готовый сплав выливается в разливочный ковш *6*.

При этом методе модифицирования поверхность соприкосновения металла с солями увеличивается в 10 раз по сравнению с другими способами. Преимущества этого способа перед другими состоят в том, что сокращается число операций и уменьшается расход энергии.

7. Модифицирование алюминиевых сплавов с помощью электролиза расплавленных солей

Сущность этого метода модифицирования состоит в следующем. Тигли специальной конструкции наполняют нагретым до 730° сплавом, очищают шлак и дают на поверхность смеси соли в количестве 2% от веса обрабатываемого сплава. Тигли подносят к специальным стендам (фиг. 145) и присоединяют к ним ток. Расплавленный металл соединяется с катодом, а модификатор — с анодом. На поверхность расплавленного металла выделяется натрий и диффундирует вглубь сплава.



Фиг. 145. Стенд и специальные тигли для модифицирования алюминиевых сплавов электролизом солей.

По закону Фарадея количество вещества, выделяющегося на электроде, прямо пропорционально силе тока, времени его прохождения и электрохимическому эквиваленту:

$$Q = cIt,$$

где Q — количество вещества;
I — ток;
t — время;
c — электрохимический эквивалент.

Продолжительность модифицирования зависит только от скорости диффузии натрия в расплавленном металле.

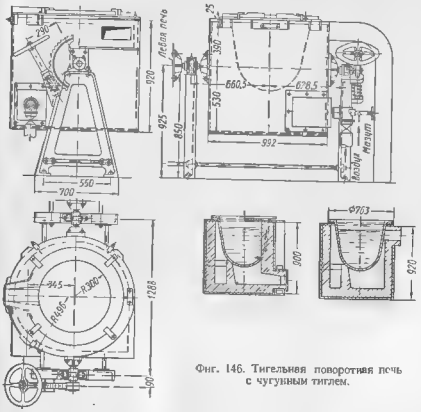
Температура плавления солей электролита (смесь солей NaCl и KCl) равна 640°. Модифицирование можно проводить при температуре 650—660°.

После окончания модифицирования поверхность сплава очищается от модификатора и шлака и производится заливка форм.

§ 6. ПЛАВКА АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

1. Плавка алюминиевых сплавов в поворотных тигельных печах

Плавильные тигельные поворотные печи (фиг. 146) широко применяются в тех случаях, когда нужно получить небольшое количество металла.



Фиг. 146. Тигельная поворотная печь с чугунным тиглем.

Металлический тигель перед плавкой очищается от шлака и окалины, подогревается до 150°, обмазывается и окрашивается краской. Состав обмазки: 60% кварцевого песка; 30% огнеупор-

ной глины; 10% жидкого стекла; вода добавляется до консистенции сметаны. Состав краски: 1,8% жидкого стекла; 22,7% отмученного мела; 75,5% воды. После этого тигель нагревают до 500—600° и производят загрузку шихты. Вначале в тигель загружают более тугоплавкие составляющие — чушковый алюминий и лигатуры, затем загружают отходы в виде чушек. Плотно укладывать шихтовые материалы не рекомендуется, так как при нагревании они будут распираться и разрушать тигель. В тигель обычно не вся шихта вмещается сразу, часть ее остается и догружается после расплавления первой части.

В начальный момент плавки необходимо по возможности быстрее получить часть жидкого металла в тигле, для того чтобы дальнейшее расплавление шихты происходило в расплавленном металле.

Такой способ плавки сокращает угар и уменьшает насыщение сплава газами. Остаток шихтовых материалов выкладывается на борт тигля, подогревается до 150—200° и затем опускается в металл. Предварительный подогрев необходим для удаления влаги, которая конденсируется на холодных шихтовых материалах. Чистые металлы — цинк, магний и др. — вводятся в сплав обычно к концу плавки.

Во время плавки необходимо следить за тем, чтобы сплав не перегревался выше 800°. При этом следует учитывать, что тигельные печи обладают тепловой инерцией и могут повышать температуру сплава на 10—20° при выключенных форсунках. Поэтому прекращать подачу горючего надо в тот момент, когда температура сплава будет ниже заданной на 10—20°. После полного расплавления шихты сплав нагревают до заданной температуры (780—800°), счищают шлак и производят рафинирование.

Рафинировать сплав в тиглях можно любым способом — солями и газами. Если сплавы алюминиевокремнистые, то их модифицируют, для чего после рафинирования скимают шлак и покрывают поверхность модификатором.

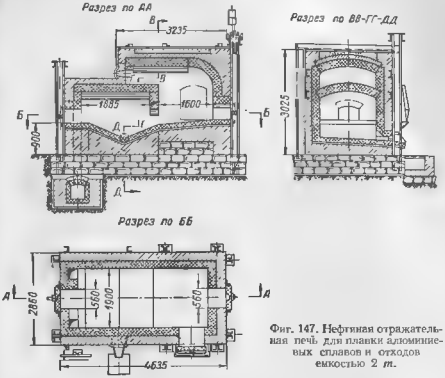
При плавке в чугунных тиглях выдерживать сплав, особенно при высоких температурах, не рекомендуется, так как он будет усиленно насыщаться железом. Общая продолжительность выдержки сплава при температуре выше 800° - не более 15—20 мин.

В процессе плавки может произойти прогорание тигля. При обнаружении прорыва металла необходимо выключить форсунку и слить металл в другой тигель или в ковш с последующей разливкой его в подогретые изложницы.

2. Плавка алюминиевых сплавов в отражательных печах

Для приготовления сплавов, непосредственно идущих для заливки деталей, отражательные печи (фиг. 147) редко применяют, так как приготовленный металл сильно насыщается газами вследствие соприкосновения продуктов горения с зеркалом расплавленного металла. Эти печи служат главным образом для переплавки отходов литейного производства, стружки и других мелкогабаритных отходов.

Перед плавкой печь очищают от шлака, исправляют повреждения и нагревают до 900—950°. На под печи забрасывают 3—4 лопаты



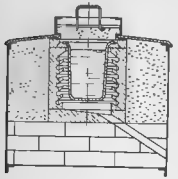
Фиг. 147. Нефтяная отражательная печь для плавки алюминиевых сплавов и отходов емкостью 2 *т*.

(10—20 *кг*) флюса следующего состава: 50% NaCl, 35% KCl; 15% 3NaFAl; или 45% NaCl; 10% NaF; 45% KCl.

После расплавления флюса под печи и стенки ванны вторично очищают от шлака. В подготовленную таким образом печь загружают часть шихты, засыпают ее флюсом и расплавляют. Последующие порции шихты стараются плавить, погружая ее в расплавленный металл под слой флюсов. При добавке очередной порции шихты вводят также свежий флюс. Расход флюса составляет 10—20% к весу переплавляемого металла.

При попадании в печь с алюминиевой шихтой железной арматуры, каркасов и сеток последние должны удаляться немедленно после расплавления алюминиевого сплава. В противном случае сплав будет насыщаться железом. По окончании загрузки всей шихты металл нагревают до 750°, выпускают в разливочные ковши

или в тигли, рафинируют и разливают в слитки. Температура разливки 660—730°. Металл подвергают анализу и используют для получения рабочих сплавов.



Фиг. 148. Тигельная электрическая печь.

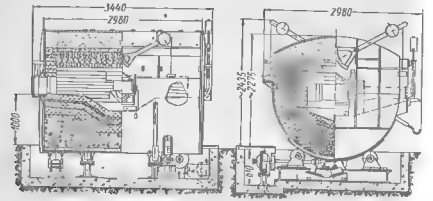
Повторная плавка начинается после очередной разливки металла. В печи оставляют около 25% жидкого металла от предыдущей плавки.

Наличие жидкой ванны в печи облегчает ведение плавки; добавление шихты производится в жидкий металл, и это уменьшает угар и насыщение сплава газами. При изготовлении рабочих сплавов рафинирование может производиться непосредственно в отражательных печах как солями, так и газами.

Для модифицирования сплав из печи разливают в разносные тигли и производят модифицирование. В некоторых случаях разносные тигли для подогрева устанавливают в электрические (фиг. 148) или нефтяные газовые печи. Разливка сплава в формы производится из этих же разносных тиглей.

3. Плавка алюминиевых сплавов в отражательных электрических печах сопротивления

Плавка алюминиевых сплавов в отражательных электрических печах (фиг. 149) может производиться непрерывно или периодически.



Фиг. 149. Камерная поворотная электрическая „печь" ванного типа емкостью 500 кг.

Для непрерывной плавки, когда из печи непрерывно выбирается металл, а в печь постепенно добавляются твердые слитки гото-

вого сплава, используются в большинстве случаев стационарные печи. Шихта в данной плавке представляет собой готовый рабочий сплав, который подается в печь в виде чушек или заливается в печь в жидком виде.

Примером такого процесса может служить плавка алюминиевого сплава на заводе-автомате при отливке автомобильных поршней в кокиль.

Периодическая плавка рабочих сплавов в отражательных электрических печах ведется в такой последовательности.

По окончании предыдущей плавки подину и стенки печи тщательно очищают от шлака. Удаление шлака значительно облегчается применением флюса или отработанного модификатора (33% NaCl и 67 % NaF).

Флюсом пользоваться в этих печах надо осторожно во избежание попадания его на электронагреватели. Флюс забрасывают на подину и порог печи, выдерживают 10—15 мин и затем удаляют вместе со шлаком.

Для ускорения процесса плавки загрузку шихты следует производить в следующем порядке. Более легкоплавкие части шихты (переплав и оборотный металл) загружают на под печи, а более тугоплавкие (чушковый алюминий) — в зону более высоких температур. Оставшуюся часть шихты грузят на порог печи, где она предварительно подогревается, постепенно расплавляется и стекает в ванну.

После полного расплавления всей шихты вводят лигатуры, сплав нагревают до заданной температуры, разливают в разносные тигли и рафинируют. Рафинирования сплавов непосредственно в печи не производят, так как хлорные соединения и хлор разрушают элементы сопротивления. В отдельных случаях разносные тигли устанавливают для подогрева и выстаивания в электротигельные горны.

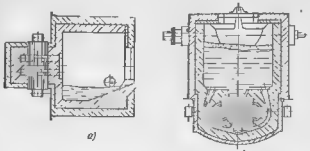
Алюминиевокремнистые сплавы для модифицирования разливают из печи в разносные тигли.

Модифицирование в отражательных электропечах не производят в основном по двум причинам: во-первых, потому, что эффект модифицирования действует ограниченное время, и во-вторых, процесс модифицирования связан с применением значительного количества хлористых и фтористых солей, которые могут разрушать печь.

4. Плавка алюминиевых сплавов в индукционных печах с железным сердечником

При плавке алюминиевых сплавов в индукционных печах (фиг. 150) печь нагревают до температуры 700°. Необходимое количество металла для образования жидкого кольца может быть приготовлено в любой плавильной печи. Практически для этой цели используют тигельные печи. Приготовленный металл в тигель-

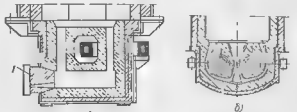
ной печи рафинируют, нагревают до температуры 780—800° и заливают в индукционную печь. После этого производят загрузку шихтовых материалов и нагревают сплав до 720—730°. Подгрузку печи повторяют до трех раз, пока вся печь не будет заполнена металлом.



Фиг. 150. Индукционная электрическая печь с железным сердечником.

Загрузку шихтовых материалов надо производить осторожно, чтобы не повредить футеровку печи. Шихтовые материалы перед загрузкой надо подогревать до 120—150° для удаления влаги.

Полностью расплавленный металл нагревают до температуры 730° и переливают в разносные тигли, рафинируют и разливают в формы.



Фиг. 151. Схема устройства каналов в высокочастотных печах для плавки алюминия.

В индукционных печах металл находится все время в движении под действием индукционных токов. Во время плавки нужно следить за тем, чтобы конвекционное движение не вызвало сильного бурления металла.

Вследствие трудности очистки каналов от окислов алюминия каналы следует изготовлять из таких материалов, которые не соединяются с окислами алюминия. По форме каналы могут быть двух типов (фиг. 151): прямоугольные *а* и овальные расширяющиеся — *б*. Печи с прямоугольными каналами обладают меньшей производительностью, но более удобны в работе. Вертикальные каналы в этих печах очищают скребками и трубками без удаления жидкого металла, а нижний горизонтальный канал делается больших размеров и очищается через пробку *1*. Овальные каналы очищают специальными цепями. Каналы, имеющие форму, показанную на фиг. 151, *б*, меньше засоряются окислами алюминия, так как скорость движения металла на выходе в печь в этих каналах уменьшается.

Новые современные индукционные печи для плавки алюминиевых сплавов можно очищать, не сливая металла из печи (см. фиг. 150). Металл в положении *а* может оставаться в печи при освобожденных от металла каналах. После очистки печь устанавливается в рабочее положение *б*. Продолжительность чистки каналов 15—20 мин.

Модифицирование сплавов, выплавленных в этих печах, производится в разносных тиглях.

5. Плавка алюминиевых сплавов в электротигельных печах

Тигельные печи с электрическим обогревом широко применяются для плавки небольшого количества сплава. Перед плавкой тигель очищают от шлака, исправляют окраску и загружают шихту. Шихтовые материалы перед загрузкой подогревают до 120—150° для удаления влаги. Расплавляют часть шихты и затем добавляют оставшуюся часть, погружая ее в жидкую ванну.

Расплавленный сплав нагревают до заданной температуры и рафинируют. После рафинирования снимают шлак, нагревают сплав и заливают формы.

При плавке алюминиевокремнистых сплавов их нагревают до заданной температуры, модифицируют солями, выдерживают некоторое время, снимают шлак и модификатор и производят заливку форм.

Плавка в этих печах связана со значительным расходом электрической энергии, который составляет 550—600 *квт-ч* на 1 *т* сплава. Поэтому тигельные печи используют в большинстве случаев для комбинированной плавки и обработки алюминиевых сплавов, сочетая их с другими плавильными печами. Кроме того, эти печи используют в качестве разборных печей при литье алюминиевых сплавов в кокиль и под давлением. В этих случаях рабочий сплав в тигли подается в готовом виде, расплавленным, или в виде чушек. В разборных тиглях периодически производят рафинирование сплава для восстановления его литейных свойств.

§ 7. ПРИМЕРЫ ПЛАВКИ НЕКОТОРЫХ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

1. Плавка алюминиевого сплава АЛ2

Сплав АЛ2 можно изготовлять из чушковых силуминов. В случае отсутствия силуминов в качестве шихтовых материалов можно использовать чушковый алюминий и кремний. Приготовление

сплава происходит следующим образом. Расплавляют чушковый алюминий и нагревают его до температуры 900°. В перегретый алюминий присаживают небольшими порциями кремний, который перед введением в алюминий завертывают в алюминиевую фольгу для того, чтобы он не покрывался окисью алюминия, затрудняющую растворение кремния.

После полного растворения всего кремния сплав рафинируют и подвергают модифицированию. Сплав по техническим условиям должен содержать 11 13% кремния, остальное алюминий. В качестве примесей допускаются: 0,7% Fe; 0,2% Mn; 0,6% Cu и 0,1% Zn.

2. Плавка алюминиевого сплава АЛ4

Для приготовления сплава АЛ4 могут быть использованы, после предварительной очистки, крупные отходы — выпоры, литники, брак деталей (до 50%), остальное - свежие металлы: алюминий и силумин первого сорта (50%). Отдельные элементы вводятся в чистом виде или лигатурами.

Химический состав сплава АЛ4 следующий: 8—10,5% Si; 0,17 - 0,30% Mg; 0,25—0,50% Mn; остальное — алюминий. В сплаве допускаются примеси: 0,6% Fe; 0,3% Zn; 0,3% Cu; 0,15% Ti.

Плавку сплава АЛ4 производят в электропечах. Печь хорошо разогревают и очищают от шлака предыдущей плавки, загружают шихтовыми материалами, расплавляют их и нагревают до 760—780°. Куски кремния нагревают в форкамерах печи докрасна и опускают в металл; при этом температура сплава должна быть 740—750°.

После полного растворения кремния сплав перемешивают и нагревают до 760—780°, снимают шлак и вводят магний. Готовый сплав сливают в тигли, рафинируют, модифицируют, нагревают до заданной температуры и заливают в формы.

3. Плавка алюминиевого сплава АЛ9

Сплав АЛ9 приготовляется в электрических и тигельных печах. Химический состав сплава: 6,0—8,0% Si; 0,2 –0,4% Mg; остальное - алюминий. Допускаются в сплаве примеси: 0,6 1,0% Fe; 0,3% Zn; 0,2% Cu, 0,5% Mn.

Для приготовления сплава может быть использован силумин, чушковый алюминий и магний.

В тигель после его очистки и подогрева загружают чушковый алюминий в количестве $^1/_3$ всей шихты, после расплавления загружают всю остальную шихту, за исключением магния. Расплавленный металл нагревают до 670—700° и рафинируют его хлористым цинком, а затем присаживают чушковый магний. Сплав нагревают до температуры 700—720 , очищают шлак, после чего разливают в формы.

4. Плавка алюминиевого сплава АЛ5

Для приготовления сплава АЛ5 применяют в основном электропечи. В шихте могут быть использованы крупные отходы: прибыли, выпоры, брак деталей. Отходы надо хорошо очищать от земли.

Химический состав сплава АЛ5: 1,0—1,5% Cu; 4,5—5,5 Si; 0,35 –0,6% Mg; остальное — алюминий. В сплаве допускаются примеси: 0,7—1,0% Fe, 0,3% Zn; 0,5% Mn.

Составные части шихты загружают в форкамеры электропечи и расплавляют их. Сплав стекает в металлосборник и нагревается до температуры 720 740°. После того как все части шихты расплавились, ванну перемешивают. Магний вводится в сплав в конце плавки. Ванну после ввода магния вновь перемешивают и с поверхности ее снимают шлак. Рафинирование сплава АЛ5 производят в тиглях перед самой заливкой форм. Солав АЛ5 нельзя долго выдерживать в печи и перегревать выше 740°. Перегретый сплав на заливку не допускается. Температура сплава в период выдачи его из печи для заливки должна быть 700—720°.

5. Плавка алюминиевого сплава АЛ7

Плавка сплава АЛ7 может производиться в любых печах, пригодных для приготовления алюминиевых сплавов.

Чистые крупные отходы: литники, прибыли, выпоры и брак деталей допускаются в шихту в значительных количествах после предварительного переплава и химического анализа полученных чушек.

Химический состав сплава АЛ7: 4,0—5,0% Cu; остальное алюминий. В сплаве допускаются примеси: 1,0 %Fe; 1,2% Si; 0,3% Zn; 0,03% Mg.

Добавка в сплав небольшого количества магния (0,01%) весьма полезна, так как уменьшает вредное действие железа и кремния и улучшает термическую обработку сплава, но излишнее количество магния ухудшает механические свойства сплава.

Присутствие кремния в сплаве способствует увеличению жидкотекучести и уменьшает вредное влияние железа. Поэтому при плавке следят за тем, чтобы кремния в сплаве было больше, чем железа. Содержание кремния должно быть на 0,1—0,2% больше, чем железа. Кремний вводится в сплав присадкой силумина.

При плавке рабочих сплавов АЛ7 вначале приготовляют предварительный сплав, который вместе с оборотным металлом переплавляют для получения рабочего сплава. Предварительный сплав приготовляют из чушкового алюминия и лигатур.

Вначале расплавляют чушковый алюминий, затем добавляют двойную лигатуру медь — алюминий из расчета введения в сплав 4,5% Cu.

Магний в количестве 0,01% вводится в виде двойной лигатуры магний — алюминий с содержанием 10% магния. Добавка магния производится перед разливкой сплава в изложницы.

После полного расплавления и нагревания сплава до заданной температуры его перемешивают, снимают шлак и разливают в чушки. Для получения рабочего сплава чушки предварительного сплава и чушки оборотного сплава в надлежащих количествах расплавляют, нагревают до заданной температуры (700—720°), рафинируют, снимают шлак и заливают в формы.

6. Плавка алюминиевого сплава АЛ8

Плавка сплава АЛ8 производится в стационарных или выемных тиглях. При изготовлении этого сплава требуется обязательное применение флюсов для защиты сплава от окисления. Для изготовления фасонных отливок требуется приготовление предварительного сплава, который разливают в чушки, подвергают анализу, после чего используют для приготовления рабочего сплава.

Химический состав сплава АЛ8: 9,5 11,5% Mg; остальное — алюминий. Примеси в этом сплаве допускаются в ограниченном количестве; 0,3% Fe; 0,3% Si; 0,1% Zn; 0,3% Cu; 0,1% Mn; в отдельных случаях может быть до 0,07% бериллия и титана. В связи с жесткими требованиями к примесям и особенно к железу шихтовые материалы должны тщательно контролироваться.

Отходы допускаются в плавку в неограниченном количестве после предварительной переплавки и химического анализа.

Для получения предварительного сплава применяют чушковый алюминий марки АО. Вначале расплавляют алюминий и нагревают его до 700°. Нагретый металл покрывают слоем флюса толщиной 5 *мм*. После расплавления флюса вводят 10,5% чушкового магния, предварительно очищенного и нагретого до 120—150°. После расплавления магния температура сплава должна быть не выше 650 670°. Сплав осторожно перемешивают и разливают в чушки, не снимая флюса. Разливка производится чайниковыми ковшами в подогретые до 300—350° чугунные изложницы. Чушки предварительного сплава должны быть чистыми. Появление черного налета и темных пятен в изломе указывает на перегрев металла во время плавки и на плохое предохранение сплава флюсом. Температура сплава в момент разливки его в изложницы должна быть не выше 640—650°. Полученные чушки подвергают химическому анализу и затем используют в шихте для получения рабочих сплавов.

Для приготовления рабочего сплава берут соответствующее количество чушек предварительного сплава и чушек переплава. Приготовление рабочего сплава для заливки фасонных деталей ведется в такой последовательности: нагревают тигель и засыпают в него флюс с таким расчетом, чтобы на дне тигля после расплавления флюса глубина жидкого флюса достигала 100—200 *мм*; плавление сплава производят в расплавленном флюсе; предварительно подогретые чушки сплава опускают в расплавленный флюс; свободные концы чушек присыпают флюсом для предохранения от окисления.

Когда требуемое количество сплава расплавлено, его нагревают до заданной температуры, но не выше 700°, флюс вычерпывают и сливают в противень. Этот флюс может быть использован для другой плавки. Поверхность металла покрывают новым флюсом. По мере обнажения поверхности металла забрасывают новую порцию флюса.

Разливку сплава можно производить чайниковыми ковшами или непосредственно из тиглей, при этом слой флюса во время заливки отводят от носка скищалкой. Температура разливки сплава АЛ8 находится в пределах 640—680°.

Плавка и разливка сплава АЛ8 должны производиться по возможности быстро, чтобы сплав меньше окислялся и меньше насыщался железом за счет тиглей. Для повышения механических и физико-химических свойств сплава АЛ8 в конце плавки его подвергают рафинированию фтористыми солями циркония — фторциркоината калия. На поверхность нагретого до 750° сплава засыпают фторциркоинат калия в количестве 1% к весу сплава и выдерживают 10—15 мин. Во время выдержки производят замешивание солей, затем снимают соли, выдерживают сплав 2—3 мин. и производят разливку.

§ 8. КОНТРОЛЬ ПЛАВКИ АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Измерение температуры сплава производится термопарами погружения. Спай термопар защищается металлическим кожухом, который окрашивается огнеупорной краской.

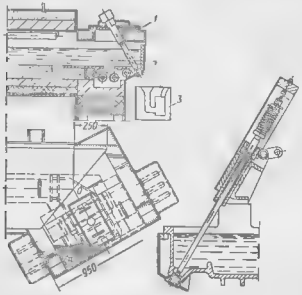
Термопары могут погружаться периодически в сплав по ходу плавки или их задельвают в стену печи стационарно и они показывают температуру в течение всей плавки. Во многих случаях применяют самопишущие приборы, фиксирующие полный температурный режим плавки. В современной практике показание приборов по температуре блокируется с работой плавильной печи. В отдельных случаях термопары сблокированы со световой и звуковой сигнализацией. При отклонении от технологического процесса плавки дается соответствующий сигнал.

Контроль химического состава ведется при помощи спектрального анализа. Для этой цели заливается проба, которая на спектрографе подвергается анализу. Спектр, получаемый от пробы, сравнивается с эталонным, и результаты сообщаются плавильщику.

Контроль макроизлома ведется по технологической пробе, которая отливается в форму и после охлаждения подвергается излому. Для заливки технологической пробы на излом можно применять песчаную или металлическую форму, в зависимости от технологического процесса литья.

Большое значение придается контролю газонасыщенности сплава. Контроль насыщенности сплава газами проводят различными способами. Наиболее простым способом является заливка технологи-

ческой пробы в графитовый тигелек, песчаную или металлическую форму и наблюдение за газовыделением. Полученные пробы сравнивают с эталонными. Оценка производится по пятибалльной системе. Удовлетворительный балл устанавливается для каждого сплава отдельно.



Фиг. 152. Стопорное устройство для разливки металла из печей

В последнее время широко применяют вакуумные пробы. Расплавленный сплав заливают в тигелек и помещают под вакуумный колокол. Кристаллизация происходит под пониженным давлением. В этом случае полученную пробу можно сравнивать с эталонами.

Кроме того, заключение о газонасыщенности сплава можно сделать по микрошлифам, которые изготовляются из технологических проб.

В отдельных случаях сплавы проверяют по пробе на жидкотекучесть и на характер образующейся усадочной раковины.

В последнее время разрабатываются способы контроля плавки с применением радиоактивных изотопов, которые основаны на изменении интенсивности потока частиц при введении в их поле предметов с разной интенсивностью поглощения. Применение изотопов дает возможность автоматизировать отдельные процессы плавки.

§ 9. РАЗЛИВКА АЛЮМИНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Разливка алюминиевых сплавов может производиться несколькими способами: непосредственно из печей (непрерывная разливка), из тиглей и при помощи различных ковшей.

Для непрерывной разливки алюминиевых сплавов из плавильных печей имеется специальное стопорное устройство (фиг. 152).

Литейные формы подаются под стопорное устройство. Для наполнения формы сплавом игла *1* поднимается вверх и открывает отверстие *2*, через которое сплав заполняет форму *3*.

Наибольшее количество алюминиевых сплавов разливают при помощи ложек и ковшей. Металлические ложки окрашиваются огнеупорными красками и перед употреблением нагреваются. Ковши большой емкости обмазываются огнеупорным составом, высушиваются, окрашиваются и прокаливаются. Для разливки и переноски алюминиевых сплавов часто пользуются графитовыми тиглями.

ГЛАВА VI

ПЛАВКА МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

§ 1. ШИХТОВЫЕ МАТЕРИАЛЫ

При производстве фасонного магниевого литья приготовляют два типа магниевых сплавов: предварительный и рабочий. Предварительный сплав выплавляется из первичных шихтовых материалов с добавлением к ним литников, выпоров, сплесков и других отходов. Предварительный сплав разливается в слитки, анализируется, а затем используется для приготовления рабочего сплава. При приготовлении рабочего сплава переплавляют предварительный сплав и доводят его до заданного химического состава.

Применение такой технологии приготовления сплавов вызывается тем, что с одной плавки трудно получить сплав заданного химического состава. Основными материалами, из которых приготовляют магниевые сплавы, являются первичные металлы (табл. 76), предварительный сплав и лигатуры (табл. 77).

Таблица 76

Магниевые сплавы в чушках

Марка сплава	Химический состав сплавов в %							
	Основные компоненты				Примесей не более			
	Al	Zn	Mn	Mg	Si	Cu	Fe	Всего примесей
МЛ4	5 7	2 3	0,15 0,5	Остальное	0,25	0,15	0,15	0,6
МЛ5	7,5—9,3	0,2—0,8	0,15 0,5		0,25	0,15	0,15	0,6

Таблица 77

Наименование лигатур	Химический состав в %					Температура плавления в °С
	Mg	Al	Mn	Be	Ca	
Магний-марганец	Остальное	—	2—4	-	—	700—800
Алюминий-магний-бериллий .	32—38	62—65	-	2—3	-	600
Алюминий-бериллий		97—95	-	3—5	-	700—800
Алюминий-магний-марганец .	20	70	10	—	—	550—600
Магний-кальций	75	—	—	-	25	

§ 2. СПОСОБЫ ПЛАВКИ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Магний и его сплавы в расплавленном состоянии энергично реагируют с кислородом и загораются на воздухе. Поэтому при плавке магниевых сплавов необходимо применять защитные средства, изолирующие расплавленный металл от соприкосновения с воздухом.

В настоящее время в промышленности применяют следующие способы плавки магниевых сплавов.

1. Плавка магниевых сплавов в вакууме. Этот способ обладает тем недостатком, что требуется специальная плавильная печь с вакуумной установкой. Кроме того, при этом способе плавки происходит возгонка магния.

2. Плавка магниевых сплавов в атмосфере нейтральных газов. При этом методе плавки также требуется специальное оборудование герметически закрывающиеся печи и специальные питающие установки для непрерывной подачи газов. В качестве нейтральных газов используют водород и аргон. Последний находит более широкое применение, особенно при литье под давлением. Защитными свойствами обладают и другие газы: SO_2, CO_2, N_2, но эти газы при высоких температурах взаимодействуют с расплавленным металлом и образуют окислы и нитриды магния

Плавка магния с применением защитных газов, ввиду сложности, не имеет широкого применения в промышленности.

3. Плавка магниевых сплавов с добавкой к ним металлов, понижающих окисляемость магния. Одним из наиболее употребительных металлов для этой цели является бериллий. Металлический бериллий обладает плотной оксидной пленкой. После введения в магниевый сплав 0,001—0,002% бериллия окисляемость сплава резко снижается. Бериллий уплотняет оксидную пленку, находящуюся на поверхности магния, и тем самым придает ей защитные свойства.

Широкое применение этого способа ограничивается отрицательным влиянием бериллия на свойства магниевого сплава и качество отливок: образуется крупное зерно, появляются трещины и другие литейные пороки. В современной практике этот способ находит применение при литье под давлением.

4. Плавка магниевых сплавов под слоем защитных флюсов. Этот способ находит самое широкое применение в промышленности.

§ 3. ФЛЮСЫ ДЛЯ ПЛАВКИ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Основное назначение флюсов заключается в создании на поверхности жидкой ванны защитного покрова, изолирующего металл от контакта с воздухом, и в удалении из сплава окислов и нитридов, образовавшихся во время плавки.

Флюсы, применяемые для плавки магниевых сплавов, должны обладать следующими свойствами:

1) иметь температуру плавления ниже температуры плавления сплава или чистого металла (температура плавления магния 650°, литейных сплавов магния 450—600°).

2) иметь хорошую жидкотекучесть и достаточное поверхностное натяжение;

3) иметь достаточную вязкость, чтобы во время заливки легко можно было отделять шлак от металла и предохранить отливку от попадания в нее шлаков;

4) обладать рафинирующей способностью для того, чтобы отделять от сплава неметаллические включения;

5) иметь удельный вес при температурах 700—600°, больший, чем удельный вес расплавленного металла, что обеспечивает оседание частичек флюса и неметаллических включений на дно тигля;

6) не взаимодействовать химически с магнием и составляющими магниевого сплава:

7) не взаимодействовать с материалом печей, в которых проводится плавка;

8) хорошо смачивать стенки тиглей и под плавильных печей.

Кроме этого, в зависимости от способа плавки, флюсы должны обладать еще целым рядом свойств. Так, например, при плавке в стационарных тиглях флюс в конце плавки должен хорошо удерживаться на поверхности и в то же время обеспечивать хорошее отделение от металла при зачерпывании ковшом во время разливки металла; при плавке в выемных тиглях флюсы при 800—900° должны образовывать на поверхности плотную корку, которая хорошо отделяется при заливке металла в формы из выемных тиглей.

Изучение физических и химических свойств разных солей, применяемых при плавке магниевых сплавов, показало, что нет такой соли, свойства которой отвечали бы всем требованиям, предъявляемым к плавильным флюсам. Для получения необходимых свойств флюсы приходится сплавлять или механически смешивать в соответствующей пропорции из нескольких солей.

1. Соли, входящие в состав флюсов

В состав флюсов, применяемых для плавки магниевых сплавов, входят следующие соли: хлористый магний, хлористый натрий, хлористый калий, фтористый кальций, хлористый барий, фтористый магний, хлористый литий, карналлит, бура, хлористый марганец, фтористый натрий и фторбериллит натрия.

Хлористый магний ($MgCl_2$) защищает сплавы от окисления, очищает их от неметаллических включений, смачивая взвешенные частицы MgO и осаждая их на дно тигля. Хлористый магний является составляющей большинства применяемых флюсов при плавке магниевых сплавов; обладает большой гигроскопичностью. Температура плавления 618°.

Хлористый натрий (NaCl) обладает меньшей гигроскопичностью, чем хлористый магний. В смеси с хлористым магнием он понижает температуру плавления флюсов. Минимальная температура эвтектики $MgCl_2 + NaCl$ 450°. Температура плавления 800°.

Хлористый натрий является основной составляющей натриевого флюса.

Хлористый калий (KCl) в смеси с хлористым магнием понижает температуру плавления флюса; является основной составляющей калиевого флюса; обладает гигроскопичностью. Температура плавления 772°.

Хлористый кальций ($CaCl_2$) обладает высокой гигроскопичностью; применяется в качестве составляющих некоторых флюсов, увеличивает их удельный вес, способствует лучшему отделению флюсов от сплава. Температура плавления 774°.

Фтористый кальций (CaF_2) применяется в составе флюсов в качестве загустителя; он увеличивает рафинирующую способность флюсов за счет образования фтористого магния:

$$MgCl_2 + CaF_2 \rightarrow MgF_2 + CaCl_2.$$

Температура плавления CaF_2 1378°.

Хлористый барий $BaCl_2$ применяется как добавка к флюсам в качестве утяжелителя. Он способствует лучшему отделению флюсов от сплава; обладает гигроскопичностью. Температура плавления 955°.

Фтористый магний (MgF_2) используется в качестве добавки к плавильным флюсам для улучшения их рафинирующей способности. Температура плавления 1369°.

Хлористый литий (LiCl) применяют для приготовления флюсов при плавке магниеволитиевых сплавов. Температура плавления 603°.

Карналлит природный обезвоженный ($MgCl_2KCl$) используется для приготовления флюсов и промывки разливочных котлов и инструмента. Температура плавления 487°.

Бура ($Na_2B_4O_7$) применяется для изготовления покровных флюсов. Температура плавления 741°.

Хлористый марганец ($MnCl_4$) используется как присадка к флюсам при получении сплавов магния с марганцем. Температура плавления 650°.

Фтористый натрий (NaF) применяется в качестве загустителя флюсов при переплавке магниевой стружки. Температура плавления 992°.

Фторбериллит натрия (Na_2BeF_4) применяется как присадка к флюсам для введения в сплав бериллия. При добавке на 1 *т* сплава 450—500 *г* фторбериллита натрия в сплав вводится 0,002% бериллия

2. Составы флюсов и технология их приготовления

Несмотря на относительное разнообразие флюсов, применяемых в промышленности, большинство их представляет собой смесь хлоридов и фторидов щелочных и щелочно-земельных металлов.

В табл. 78 приведены составы флюсов для плавки магниевых сплавов в печах со стационарным тиглем.

При плавке магниевых сплавов в печах с выемными стальными тиглями применяют флюсы, составы которых приведены в табл. 79.

Основной исходный материал для приготовления флюсов № 2, 3 и 7 (табл. 78 и 79) — плавленый карналлит.

Для приготовления флюса № 2 берут измельченный в куски (40—50 *мм*) плавленый карналлит в количестве 95 весовых частей, к нему прибавляют 5 весовых (табл. 78) частей хлористого бария. Флюс № 2 получается методом плавления солей. Куски карналлита для плавления загружают в стационарный или выемной тигель. При загрузке карналлит послойно пересыпают хлористым барием. Загруженную смесь карналлита и хлористого бария расплавляют и нагревают до 700—800° и выдерживают в течение 30—40 мин., пока не прекратится бурление, после чего готовый флюс разливают в изложницы.

Флюсы № 3 и № 7 приготовляются путем смешивания порошкообразных солей.

Порядок приготовления флюса № 3 следующий. Размалывают флюс № 2 (95 весовых частей) и фтористый кальций (5 весовых частей) и просеивают их через сито № 20—40; полученные порошкообразные материалы смешивают в шаровой мельнице или смесителе.

Для приготовления флюса № 7 берут 75 весовых частей плавленого карналлита, 17,5 части фтористого кальция (CaF_2) и 7,5 части окиси магния (MgO). Все эти материалы размалывают и просеивают через сито № 20—40. Полученные порошкообразные материалы смешивают в шаровой мельнице или смесителе.

Флюсы обладают высокой гигроскопичностью и поглощают влагу из воздуха, поэтому их надо хранить в герметичной таре или в специальных ящиках; перед употреблением флюсы необходимо проверять на содержание влаги. Если флюсы будут содержать влагу, они будут взаимодействовать с магнием:

$$Mg + H_2O \rightarrow MgO + H_2.$$

В СССР флюсы для плавки магниевых сплавов изготовляются специальными химическими заводами и поставляются литейным цехам в готовом виде.

Таблица 78

Условный номер флюса	Примерное назначение флюса	Состав флюса в %	Расход флюса в % к весу жидкого металла	Характеристика флюса
1	Для плавки первичных сплавов из чистых металлов	$MgCl_2$ 34,0 KCl 55,0 $BaCl_2$ 9,0 $CaCl_2$ 2,0	6—10	Высокая жидкотекучесть. Защитная пленка быстро восстанавливается после взятия металла ковшом
	Для приготовления рабочих сплавов		13—20	
	Для переплавки отходов		14—20	
2	Для плавки первичных сплавов из чистых металлов. Для приготовления рабочих сплавов. Для переплавки отходов	$MgCl_2$ 38—46 KCl 32—40 NaCl + $CaCl_2$ не больше 8 $BaCl_2$ 5—8 MgO 1,5	10—20	Высокая жидкотекучесть, хорошая отделяемость от металла. Флюс одновременно загружается в стационарный тигель
3	Для плавки магниевых сплавов (первичных и рабочих)	$MgCl_2$ 38—46 KCl 32—40 NaCl + $CaCl_2$ не больше 8 CaF_2 3—5 $BaCl_2$ 5—8 MgO 1,5	15—20	Применяется для плавки в стационарных тиглях в качестве присыпного флюса. Обладает средней жидкотекучестью, хорошо рафинирует сплав
4	Для переплавки стружки. Для промывного флюсового тигля. Для приготовления других флюсов	Плавленый карналлит $MgCl_2$ 40 KCl 40±5 NaCl + $CaCl_2$ не больше 8 MgO 1 2	—	Очень жидкотекучий и легкоплавкий, обладает малым удельным весом

Продолжение табл. 78

Условный номер флюса	Примерное назначение флюса	Состав флюса в %	Расход флюса в % к весу жидкого металла	Характеристика флюса
5	Для переплавки чистого магния. Для переплавки отходов и стружки, а также для промывного флюсового тигля	$MgCl_2$ 55—60 KCl 35—40 NaCl 6 MgO 1,5		
6	Для легирования сплава марганцем	KCl 23 $MnCl_2$ 72 $BaCl_2$ 2,5 CaF_2 2,5	Зависит от количества вводимого в сплав марганца	Применяется этот флюс в смеси с другими защитными и рафинировочными флюсами

Таблица 79

Условный номер флюса	Примерное назначение флюса	Состав флюса в %	Расход флюса в % к весу жидкого металла	Характеристика флюса
7	Для плавки первичных сплавов из чистых металлов Для прмготовления рабочих сплавов	$MgCl_2$ 33 40 KCl 25 36 NaCl + CaCl 2 не больше 6 CaF_2 15 20 MgO 7—10	3 5 2—4	В начале плавки флюс находится в жидком состоянии. К концу плавки, при рафинировании, он затвердевает, образуя корку, которая может быть удалена или сдвинута в сторону перед разливкой
8	Для легирования магниевых сплавов марганцем	$MnCl_2$ 76 CaF_2 13 MgO 11	В зависимости от количества вводимого в сплав марганца	Применяется в смеси с другими флюсами. Флюс содержит в своем составе до 30—33%

Продолжение табл. 79

Условный номер флюса	Примерное назначение флюса	Состав флюса в %	Расход флюса в % к весу жидкого металла	Характеристика флюса
9	Для первичных сплавов из чистых металлов Для плавки рабочих сплавов	$MgCl_2$ 50 KCl 20 CaF_2 15 MgO 15	2—5	В начале плавки флюс находится в жидком состоянии К концу плавки, при рафинировании, затвердевает и хорошо отделяется от металла. Во время разливки хорошо задерживается в ковше и не попадает в форму при разливке
10	Для рафинирования и лучшей очистки сплавов от загрязнений	MgF_2 50 B_2O_3 50	0,5—1	Флюс хорошо рафинирует металл, очищает его от посторонних включений. При температурах разливки образует с другими флюсами плотную корку, которая легко сдвигается в сторону при заливке форм
11	Для защиты поверхности металла после рафинирования, перед разливкой их в формы	B_2O_3 15 $Na_2B_4O_7$ 85	0,5—1	При перегреве до 850—900° образует легко отделяемую корку
12	Для плавки магниеволитиевых сплавов	LiCl 85—75 LiF 15—25		

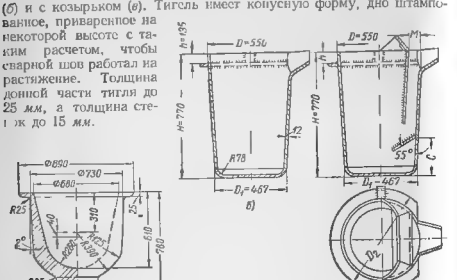
§ 4. ПЛАВИЛЬНЫЕ ТИГЛИ

Емкость стационарных тиглей для плавки магниевых сплавов (фиг. 153) колеблется в пределах от 0,2 до 1 *т*. Изготовляются эти тигли из литой стали следующего состава: 0,25—0,35% углерода; 0,5—0,9% марганца; 0,17—0,45% кремния; не более 0,05% серы; не более 0,05% фосфора; 0,5% хрома; 0,3% никеля.

Толщина стенок литого тигля переменная (фиг. 153, *а*): в донной части до 90 *мм*, а в верхней части 25 *мм*.

Выемные тигли изготовляются из листовой мягкой стали Ст. 2 и Ст. 3. Емкость тиглей колеблется в пределах от 35 до 300 *кг*.

По конструкции выемные тигли бывают двух видов: без козырька (*б*) и с козырьком (*в*). Тигель имеет конусную форму, дно штампованное, приваренное на некоторой высоте с таким расчетом, чтобы сварной шов работал на растяжение. Толщина донной части тигля до 25 *мм*, а толщина стенок до 15 *мм*.



Фиг. 153. Тигли для плавки магниевых сплавов.

а — стационарный литой тигель емкостью 200 — 300 *кг*; *б* — сварной тигель емкостью 280 *кг* без козырька; *в* — сварной тигель емкостью 250 *кг* с козырьком.

Инструменты, которыми пользуются в плавильном отделении, должны предварительно подогреваться и промываться в так называемом флюсовом промывном тигле. Промывным флюсовым тиглем называют отдельный тигель, в котором во время плавки магниевых сплавов находится расплавленный флюс. Прежде чем производить какую-нибудь операцию, инструмент опускают в промывной тигель и только после этого опускают в сплав. При промывке инструмента снимается окалина, с которой магний может вступать в реакцию. Шихтовые металлы и инструмент, погружаемые в жидкий металл, должны быть нагреты не ниже чем на 100°.

§ 5. ПОДГОТОВКА ШИХТОВЫХ МАТЕРИАЛОВ К ПЛАВКЕ

Магниевые сплавы в значительной степени подвергаются коррозии. Особенно усиленно развивается коррозия на поверхности, если в отливку попадают хлориды магния:

$$MgCl_2 + 2H_2O \rightarrow Mg(OH)_2 + 2HCl;$$
$$2HCl + Mg \rightarrow MgCl_2 + H_2.$$

Поэтому шихтовые материалы, пораженные коррозией, покрытые окислами, содержащие значительное количество масла и др., должны тщательно очищаться обдувкой дробью в дробеструйных устройствах. Можно применять химические способы очистки, но они более сложны, так как связаны с травлением, промывкой и сушкой. В отдельных случаях материалы, которые трудно очистить механическим или химическим способами, переплавляют, рафинируют и разливают в слитки.

Стружка магниевых сплавов, получающаяся после механической обработки, используется при изготовлении фасонного литья. Стружку переплавляют, рафинируют и отливают слитки. Полученные после такой переплавки слитки используются для приготовления предварительных и рабочих сплавов.

Отходы производства, употребляемые в шихту для магниевых сплавов, разделяют на пять классов.

Класс I. Бракованные отливки, крупные прибыли, выпоры и другие крупногабаритные куски.

Возврат класса I используется для приготовления рабочих сплавов. Этот возврат можно вводить в сплав как в твердом, так и в жидком состоянии. Количество возврата класса I в шихте составляет 80—100%. Последняя цифра относится к случаям, когда отсутствуют предварительные и первичные сплавы.

Класс II. Переплав мелких отходов и сплесков. Возврат класса II используется для приготовления рабочего сплава. Количество этого возврата в шихте для ответственного литья не должно превышать 40% общего веса шихты. Возврат класса II можно использовать как в твердом, так и в жидком виде.

Класс III. Переплав стружки и мелких отходов. Количество возврата класса III в шихте не должно превышать 20%. Этот возврат используется для приготовления предварительного и рабочего сплавов.

Класс IV. Переплав производственных отходов, имеющих отклонения по химическому составу от стандарта. Этот возврат идет главным образом для приготовления предварительных сплавов.

Класс V. Отходы производства, крупные и мелкие, которые не могут быть разделены. Возврат класса V используется для приготовления лигатур и различных алюминиевых сплавов, в которых содержится магний.

Примерное количественное соотношение различных исходных материалов в шихте при изготовлении рабочих магниевых сплавов следующее:

для ответственного литья

Возврат класса I	до 40%
» » II	» 40%
» » III	» 20%
Всего возврата в шихте	50—80%
Первичный или предварительный сплав	20—40%

для менее ответственного литья

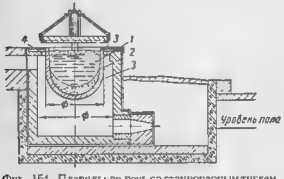
Возврат классов I и II	
» » класса III не ограничивается	60—80%
Первичный или предварительный сплав	20—40%

В литейных цехах с хорошо налаженным экспресс-анализом в состав шихты для приготовления ответственных рабочих сплавов могут входить свежие первичные металлы и лигатуры:

Возврат класса I	до 40%
» » II	40%
» » III	20%
Всего возврата в шихте	60—80%
Свежие первичные металлы и лигатуры до	20—40%

§ 6. ПЕЧИ ДЛЯ ПЛАВКИ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Для плавки магния и магниевых сплавов применяют плавильные печи с газовым, нефтяным или электрическим обогревом. Плавильные печи, работающие на газовом топливе, имеют то преимущество, что в них можно легко регулировать температурный режим плавки. В практике находят применение плавильные печи со стационарными тиглями (фиг. 154) и с выемными емкостью 300—2000 *кг*, а также отражательные печи емкостью до 10 *т*.



Фиг. 154. Плавильная печь со стационарным тиглем емкостью до 300 *кг*.

1 — расплавленный металл; *2* — стальной тигель; *3* — флюс; *4* — конусы для прохода газов.

Плавильные печи выкладываются шамотным или магнезитовым огнеупорным материалом. Лучшие результаты дает магнезитовый огнеупорный материал, так как расплавленный магний с ним не взаимодействует, но он очень чувствителен к изменению температур и дает хорошую стойкость только при непрерывной работе.

§ 7. ПЛАВКА МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ В СТАЦИОНАРНЫХ ЛИТЫХ ТИГЛЯХ

Плавку магниевых сплавов, предназначаемых для отливки мелких деталей весом до 20—30 *кг*, в песчаных и металлических формах, ведут в стационарных литых тиглях.

Перед началом плавки тигель очищают от остатков предыдущей плавки, осматривают и промеряют. Особое внимание при осмотре

обращается на толщину стенок тигля. В предварительно нагретый до 400—500° тигель засыпают флюс в количестве 10% от веса шихты.

Для приготовления рабочих сплавов, идущих на заливку фасонных деталей, применяют как твердые, так и жидкие исходные металлы. При плавке на чистых исходных металлах после засыпки флюсов в тигель загружается лигатура, алюминий, магний. Цинк загружается последним, непосредственно в жидкий металл. Твердая шихта перед загрузкой в тигель нагревается на его бортах до 120—150° для удаления влаги. Для нагрева шихты в тигельном горне делают специальные каналы для прохода горячих газов. Эти каналы также способствуют лучшему прогреванию тигля.

При использовании в шихте первичных и оборотных сплавов загрузку производят в следующем порядке: чушки первичного сплава, чушки переплава отходов, лигатуру и чистые металлы, (алюминий, магний и цинк).

Загружаемые материалы по мере нагревания и плавления сверху присыпаются флюсом № 2 или № 3. Расход флюса на присыпку при плавлении составляет 1,5—2% к весу шихты.

После расплавления шихты сплав нагревают до 700—720°. Бериллиевая лигатура вводится в сплав после расплавления всей шихты перед рафинированием. После этого прекращают дальнейший нагрев сплава и производят его рафинирование; затем очищают поверхность металла от загрязнений и шлака, засыпают новую порцию флюса № 3 и производят интенсивное перемешивание сплава сверху вниз в течение 5—8 мин. В процессе перемешивания в тигель добавляют флюс № 3. При введении бериллия в состав сплава с помощью флюса последний необходимо давать на поверхность металла вместе с флюсом № 3. Расход флюсов на рафинирование составляет 0,7 –1% от веса шихты. После окончания рафинирования с поверхности металла снимают шлак и засыпают свежий флюс.

Признаком окончания процесса рафинирования служит блестящий зеркальный вид поверхности сплава.

После рафинирования сплав нагревают до 760—780°. Расплавленный металл при этой температуре выдерживают в течение 10 15 мин., после чего охлаждают до температуры заливки (650 700°) Во время отстаивания берут пробы для химического анализа и излома.

Состав сплава определяют спектральным анализом. Технологическую пробу на излом сравнивают с эталонным изломом. В случае несоответствия пробы эталону рафинирование может быть повторено. Готовый сплав заливают в формы при помощи ручных чайниковых ковшей.

Разливочный ковш перед взятием сплава опускают в промывной тигель с расплавленным флюсом, где он нагревается и очищается от загрязнений. Готовый металл зачерпывают ковшом осторожно, чтобы флюс не попадал в ковш. Для этого донной частью

ковша отводят флюс с поверхности расплавленного металла, после чего наполняют ковш.

При заливке носок ковша должен находиться по возможности ближе к литниковым каналам. При литье струю металла непрерывно опыливают серным цветом. На поверхности сплава в ковше должен быть тонкий слой флюса, который защищает сплав от окисления.

Металл, оставшийся в ковше (около 10%), сливают в изложницы или в специальный тигель. Забор металла ковшом из тигля производится с промежутками 3—5 мин. Обнаженное зеркало металла после поднятия ковша присыпается флюсом. Расход флюса на присыпку составляет 0,5—1% от веса взятого металла.

Во избежание зачерпывания шлака и флюсов при разливке около 60—70 кг сплава оставляют в стационарном тигле на следующую плавку.

Перед каждой подгрузкой шихты на очередную плавку дно и стенки тигля тщательно очищаются от шлака и отработанного флюса.

После 48-часовой непрерывной работы из тигля вычерпывают весь остаток металла и разливают по изложницам или в подготовленный другой тигель. Удаляют также весь флюс. Освобожденный от материалов тигель тщательно очищают, простукивают и промеряют.

Плавка магниевого сплава в стальном тигле с применением в шихте жидких исходных составляющих ведется в следующем порядке. Отходы и литники расплавляют в специальном тигле, нагревают и рафинируют их, после этого при помощи ручных ковшей металл переливают в рабочий тигель. В этот же тигель добавляют твердые составляющие шихты, лигатуры, магний, алюминий или первичный сплав. Вся шихта полностью расплавляется и нагревается. Цинк вводится в расплавленный металл. После нагрева сплава до 700—720° производят рафинирование с постепенным добавлением флюсов на поверхность металла.

Закончив рафинирование, снова нагревают сплав в тигле до 760—780° и дают выдержку 10—15 мин. После выстаивания температуру сплава снижают до 650—700° и производят заливку форм.

Для плавки с использованием в шихте жидких отходов надо иметь в работе три тигля. В первом расплавляют отходы, во втором приготовляют рабочий сплав, а в третьем содержится расплавленный флюс для промывки инструмента и разливочных ковшей.

В настоящее время разработан новый способ плавки в стационарном тигле. В разогретый тигель на дно и на стенки присыпают флюс № 3 в количестве 0,5—2% от веса шихты, загружают шихту, расплавляют и нагревают сплав, после чего производят рафинирование с присыпанием на поверхность флюса ВИ2 в количестве от 1,3 до 1,5% к весу металла. После рафинирования сплав модифицируют углеродсодержащими материалами и выдерживают не менее 25 мин. Полученные этим способом сплавы обладают механическими свойствами не ниже обусловленных стандартом.

Стационарные тигли применяются также для плавки магниевых сплавов, предназначенных для литья под давлением.

Обычно приготовленный сплав из тиглей переливают в камеру сжатия. Во время переливания предохраняют сплав от окисления и от попадания в камеру сжатия шлаков и флюса. Для предохранения сплава от окисления в него вводят бериллий.

Плавка сплава с присадкой бериллия ведется в следующем порядке.

Очищают тигель, нагревают его до 400—500°, засыпают на дно и стенки тигля флюс № 3 и загружают шихтовые материалы: переплав литников и бракованных деталей, чушковой магний, лигатуру. алюминия и марганца. Шихту перед загрузкой подогревают до 120—150°. Загруженные материалы присыпают флюсом, расплавляют, после чего загружают цинк. Бериллиевую лигатуру (Al + Be) или Mg + Al + Be загружают после расплавления всей шихты перед рафинированием сплава. Бериллий можно ввести в магниевый сплав в виде фторбериллиатнатрия в количестве 0,1% от веса шихты; фторбериллиатнатрий прибавляют к флюсу в процессе рафинирования.

После рафинирования сплав выстаивается, с его поверхности снимаются шлак и загрязненный флюс. Если возникают очаги загорания, то они тушатся путем присыпания серой или серным цветом. Присыпать металл флюсом в конце плавки не рекомендуется, так как он может попадать в камеру сжатия. Готовый сплав чайниковым ковшом переливают из стационарного тигля в камеру сжатия машины литья под давлением.

Присадка бериллия значительно упрощает процесс переливания металла из стационарных тиглей в машины и сокращает расход жидкого металла.

§ 8. ПЛАВКА МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ В ВЫЕМНЫХ СТАЛЬНЫХ СВАРНЫХ ТИГЛЯХ

Плавку магниевых сплавов, предназначаемых для отливки мелких, средних и особенно крупных фасонных деталей, ведут в выемных стальных сварных тиглях. Преимуществом плавки в выемных тиглях являются малый расход флюсов (2—3%) и более полное использование объема тигля, так как выход жидкого металла из такого тигля достигает 90% емкости тигля.

Тигли перед началом плавки очищают от остатков предыдущей плавки и тщательно проверяют. Проверенный и очищенный тигель устанавливают в газовую или электрическую печь, нагревают до 400—500° и присыпают дно и стенки тигля флюсом № 7 (табл. 79) в количестве 2—3% от веса загружаемой шихты. После расплавления флюса производится загрузка шихтовых материалов в твердом

или в жидком виде. При загрузке твердых шихтовых материалов их сверху засыпают флюсами и следят за тем, чтобы они во время расплавления не загорались. Если происходит загорание, его тушат присыпанием флюса № 7. Порядок загрузки шихтовых материалов при изготовлении сплава из свежих материалов аналогичен порядку при загрузке их в стационарные тигли

Расплавленный металл нагревают до 700—720° и рафинируют. При рафинировании сплав осторожно перемешивают. Во время перемешивания, которое длится 4—6 мин., на зеркало металла засыпается флюс № 7.

Расход флюсов на рафинирование составляет примерно 1% от веса шихты. Рафинирование заканчивается, когда поверхность расплавленного металла приобретает блестящий, зеркальный вид. По окончании рафинирования с поверхности сплава снимают загрязненный флюс и шлак, присыпают поверхность металла свежим флюсом № 7 и нагревают сплав для модифицирования. Температура нагрева сплава зависит от способа модифицирования. При модифицировании за счет перегрева сплав нагревают до 850—900° и выдерживают 10—20 мин. Модифицирование различными присадками ведется при более низких температурах — в пределах 720—780°, при оптимальных выдержках, соответствующих модифицирующему материалу.

После модифицирования с поверхности снимают шлак, засыпают свежий флюс № 7 и выдерживают сплав в течение 10—15 мин.

Во время выставания сплава берут пробы на химический экспресс-анализ и пробы на излом. Если излом не соответствует эталону, то модифицирование может быть повторено. Если пробы соответствуют заданным условиям, тигель вынимают, устанавливают на носилки, охлаждают до заданной температуры и производят заливку форм. При разливке металла из выемных тиглей необходимо следить за тем, чтобы флюсы не попадали в форму. Разливочный носок выемного тигля очищают от окалины и флюса, корочку флюса сдвигают к противоположной стенке от носка. Обнаженную часть металла присыпают порошком серы с борной кислотой. Этим же порошком тушат очаги загорания, если защитная корка флюсов нарушается. Носок тигля во время заливки нужно держать ближе к литниковой чаше, а струю металла прибливать серным цветом.

Освобожденный от металла тигель очищают от флюсов и окислов, присыпают свежим флюсом и производят следующую плавку. После 12-часовой непрерывной работы выемные тигли промеряют, стенки их выстукивают.

§ 9. ПЛАВКА МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ В ОТРАЖАТЕЛЬНЫХ ПЕЧАХ

Плавка магниевых сплавов в отражательных печах производится в тех случаях, когда требуется выплавить значительное количество жидкого металла. Футеровка плавильного пространства

таких печей изготовляется из магнезита. Печь перед началом плавки очищают от остатков предыдущей плавки и нагревают до 800—850°. В печь загружают молотый флюс № 3 или № 2 в количестве 5—6 *кг*. Шихтовые материалы необходимо загружать в один прием. Сверху на твердые шихтовые материалы засыпают флюс № 2 в количестве 3—4% от веса шихты. При расплавлении металла очаги загорания тушат присыпанием флюса № 3. Флюс должен равномерно закрывать всю поверхность расплавленного металла.

Расплавленный металл нагревают до 710—720°, снимают с поверхности шлак, загрязненный флюс и покрывают очищенное зеркало металла свежим флюсом № 3.

После этого производят рафинирование сплава путем перемешивания расплавленного металла железной мешалкой в течение 4—6 мин. Поверхность расплавленного металла по мере обнажения посыпают флюсом. Расход флюсов на рафинирование составляет 0,5—1,0% к весу расплавленного металла. В конце рафинирования с поверхности металла снимают шлак и засыпают свежий флюс № 3. Под слоем свежего флюса сплав нагревают до 720—740° и выдерживают в течение 15—20 мин. Готовый сплав разливается в изложницы.

Полученный в такой печи сплав, предназначенный для фасонного литья, после выставания заливают в выемные тигли, где его дополнительно подвергают рафинированию и модифицированию. Заливка готового сплава в выемные тигли может осуществляться двумя способами: наклоном печи (в случае поворотных печей) или выкачиванием сплава центробежной помпой, которая может подавать жидкий металл на расстояние 5—8 *м* от печи. При наличии поворотных печей последние могут перемещаться вдоль фронта выемных тигельных печей. В этом случае металл из печи заливается в выемные тигли непосредственно на их рабочем месте. При разливке сплава из печи в ней оставляют до 50—70 *кг* жидкого металла. После слива остатка печь очищается от шлака и загрязненного флюса, после чего производится очередная плавка.

§ 10. КОМБИНИРОВАННЫЙ МЕТОД ПЛАВКИ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Плавка магниевых сплавов комбинированным методом производится в двух плавильных печах

Для осуществления первой стадии плавки применяют обычно более крупные стационарные и поворотные тигельные, пламенные и электрические печи.

После разогрева тиглей засыпают флюсы и загружают подогретые до 120—150° шихтовые материалы. Производится полное расплавление шихты и нагревание сплава до температуры рафинирования (700—720°). При рафинировании сплав перемешивают и посыпают сверху флюсом № 3. Рафинирование продолжается 3—5 мин. Сплав после рафинирования выдерживают в течение 20—

25 мин. Подготовленный сплав разливают в выемные тигли для дальнейшей обработки.

Выемные тигли для проведения второй стадии плавки очищают от остатков предыдущей плавки, нагревают до 450—500° и присыпают флюсом № 7

Подготовленный выемной тигель заполняют жидким сплавом из первых печей. Нагревают сплав в тигле до 700—720° и вторично производят рафинирование в течение 3—5 мин., помешивая сплав и одновременно присыпая сверху флюсом. Затем сплав нагревают до 720—760° и модифицируют углеродсодержащими солями.

После модифицирования сплав выдерживают в течение 20 25 мин., затем вытаскивают тигель и подают на завливку.

При комбинированном методе плавки более рационально используются выемные тигли, так как при этом повышается их производительность и уменьшается расход электроэнергии.

§ 11. МОДИФИЦИРОВАНИЕ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

Модифицирование магниевых сплавов производится с целью измельчения зерна и повышения механических свойств литых деталей.

Модифицирование магниевых сплавов путем перегрева осуществляется следующим образом. Сплав после рафинирования нагревают до 850 или 900° и выдерживают соответственно в течение 15—20 мин. или 10—15 мин. При температурах выше 800° улучшается дегазация сплава за счет повышения упругости паров магния.

Недостатки этого способа: увеличение расхода топлива; повышение износ тиглей и окисляемости сплава; снижение производительности печей.

Для модифицирования магниевых сплавов применяют мел и мрамор. Мел в виде сухого порошка и мрамор в виде мелкой крошки завертывают в два пакета из тонкой бумаги, помещают в колокольчик и вводят в металл на половину высоты тигля. Материалы должны быть обязательно хорошо высушены. Температура сплава в процессе модифицирования поддерживается в пределах 760—780°. Процесс обработки продолжается 5—8 мин. до прекращения выделения пузырей на поверхности сплава. Выстаивание сплава после модифицирования продолжается не менее 10 и не более 40 мин.

К недостаткам этого способа следует отнести то, что вследствие насыщения сплава водородом, содержащимся во влажном модификаторе, в литье может образоваться пористость.

Способ модифицирования сажей и карбидом кальция осуществляется при температуре 760—780°. Модификатор в количестве 0,2—0,4% от веса шихты завертывают в пакет из тонкой бумаги и с помощью колокольчика за один прием погружают в сплав на половину высоты тигля. Модифицирование продолжается до прекращения выделения пузырьков 5—8 мин.; продолжительность выстаивания после модифицирования 10—40 мин.

При этом способе модифицирования может произойти загрязнение сплава неметаллическими включениями.

Модифицирование магнезитом производится при температуре сплава 720—730°. Магнезит, измельченный до величины горошка, в количестве 0,3—0,4% от веса шихты завертывают в бумажные пакеты и погружают в металл колокольчиком в один или два приема. Модифицирование продолжается 8—12 мин., до прекращения выделения пузырей на поверхности сплава. Выстаивание сплава продолжается от 10 до 40 мин. Материал этот негигроскопичен, но не исключена возможность засорения сплава неметаллическими включениями, содержащимися в магнезите.

При модифицировании магниевых сплавов углеродсодержащими веществами особенно высокий эффект измельчения зерна получается, когда в модификаторе, кроме углерода, содержатся хлор и водород. Наилучший эффект получается при введении в сплав 0,3% сложного органического вещества — гексохлорбензола (четыреххлористого углерода). После модифицирования перед заливкой сплаву дают выстояться в течение 10—12 мин. При этом способе сокращается продолжительность плавки, уменьшается расход тиглей, энергии, топлива и сплав меньше обогащается железом.

Эффект модифицирования с углеродсодержащими веществами повышается, очевидно, за счет образования химических соединений Al_4C_3. Кристаллическая решетка Al_4C_3 близка к решетке магния.

Модифицирование магниевых сплавов хлорным железом производится при температуре 760—780°. Хлорное железо в виде сухого порошка в количестве 0,5% от веса шихты завертывают в пакеты из тонкой бумаги и при помощи колокольчика опускают в металл. Модифицирование продолжается в течение 5—8 мин. После модифицирования повышают температуру до 800° и выдерживают сплав в течение 10 40 мин.

Хлорное железо повышает содержание железа в сплаве и тем самым снижает коррозионную стойкость сплава. Сам модификатор дефицитен и относительно дорог.

В практике модифицирования магниевых сплавов могут применяться и другие материалы, как, например: шлямм из промывных тиглей, железная и чугунная стружка, обезвоженный хлористый магний ($MgCl_2$) и др. Можно осуществлять модифицирование методом перемешивания сплава при температуре 760—770° в течение 3—4 мин. и последующего выстаивания в течение 10—40 мин.

§ 12. ОБРАБОТКА МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ ГАЗАМИ

В последнее время проведен ряд работ, которые позволили установить возможность рафинирования магниевых сплавов при помощи газов. Так, например, если через расплавленный магниевый сплав,

нагретый до температуры не выше 750°, пропустить хлор, то в отливках устраняется пористость, измельчается зерно и повышаются механические свойства, т. е. газ действует одновременно как рафинирующее и как модифицирующее средство.

Особенно хорошие результаты дает совместная обработка сплавов хлором и четыреххлористым углеродом: измельчается зерно, устраняется пористость и более длительное время сохраняется эффект модифицирования.

Применение хлора в качестве материала, улучшающего свойства магниевого сплава, имеет существенный недостаток, состоящий в том, что хлор отрицательно сказывается на здоровьи рабочих. Поэтому применение хлора в производстве требует особенной осторожности. Работы в области изучения возможностей обработки магниевых сплавов газами продолжаются в направлении подбора состава газов и снижения их токсичности.

§ 13. ПЛАВКА МАГНИЕВОЙ СТРУЖКИ

При механической обработке отливок образуется значительное количество стружки.

Стружка магниевых сплавов сильно окисляется при соприкосновении с влагой, выделяя водород, который может с кислородом воздуха образовывать гремучий газ. В настоящее время разработаны способы переплавки стружки. Влажную стружку необходимо просушить перед плавкой при 110—120° до полного удаления влаги. Переплавленная, рафинированная стружка может быть использована как оборотный металл в количестве от 10 до 25% при получении рабочих сплавов.

Флюсы, применяемые для переплавки стружки, должны быть более жидкотекучими, менее вязкими и с более низкой температурой плавления. К подобным флюсам могут быть отнесены: карналлит с добавкой 7% хлористого бария, флюс № 2 и карналлит с добавкой 5% фтористого кальция. Ликвидация очагов возгорания и рафинирование производятся флюсом № 3. Переплавка стружки может производиться в газовых, нефтяных или электрических тигельных печах.

В качестве примера приводим технологию переплавки стружки в тигле емкостью 200 *кг*.

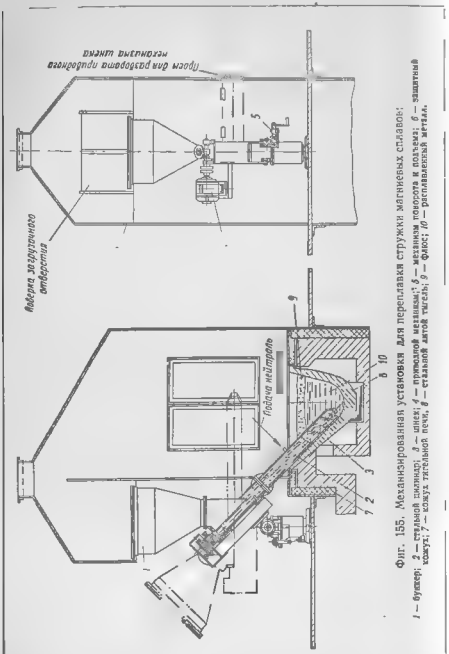
Тигель хорошо очищают от предыдущей плавки, нагревают и загружают флюс в количестве 10—30% емкости тигля. Флюс расплавляют и нагревают до 780—800°. При помощи совка или металлической ложки стружку малыми порциями (2—3 *кг*) загружают в тигель и замешивают с флюсом. Очаги загорания тушат флюсом № 3. После расплавления первой порции загружают следующую порцию. После каждой загрузки металл тщательно перемешивают с флюсом. В тигле поддерживается температура 700—740°

После наплавления полного тигля сплавом и нагрева его производят рафинирование при помощи перемешивания и добавления флюса. Образовавшиеся окислы сплавляются с флюсом. По окончании рафинирования очищают поверхность сплава от окислов и загрязненного флюса. На поверхность засыпают свежий флюс, металл нагревают до 850° и выдерживают. Затем сплав охлаждают до 720—750 и разливают в предварительно подогретые до 120—150° и окрашенные специальной краской изложницы. Чушки сплава подвергают химическому анализу, после чего сплав используется по назначению.

Флюсы, бывшие в употреблении, могут быть использованы для повторной плавки, если их основные свойства (жидкотекучесть, вязкость и температура плавления) сохранились или незначительно изменились. В последнем случае их освежают добавкой до 30% свежих флюсов. Если же флюс после первой плавки сильно загрязнен и густоплавок, его полностью заменяют.

На фиг. 155 показана механизированная установка для переплавки стружки магниевых сплавов. Установка состоит из бункера *1*, в который загружается лодготовленная стружка; стального цилиндра *2*, в котором вращается шнек *3* приводного механизма *4*; механизма *5* поворота и подъема шнекового цилиндра. Подающий механизм крепится к кожуху *7* в тигельной печи. Для создания возможности ввода стального цилиндра со шнеком в нижнюю часть жидкой магниевой ванны стальной тигель *8* должен иметь удлиненный носок, на который ложится стальной цилиндр со шнеком. Вся подающая установка находится за кожухом *6*. При надобности она может опускаться в тигель или укладываться на его борта. Плавильная печь защищена кожухом *6*, что улучшает гигиенические условия работы. Емкость тиглей 100—300 *кг*.

Плавка ведется в следующем порядке. В очищенный тигель загружают 25 *кг* плавильного флюса, который расплавляют и нагревают до 750—800°. В расплавленный флюс опускают очищенный и на борту печи нагретый цилиндр со шнеком. Нагревают шнек в плавильном флюсе и включают мотор. Засыпаемая в бункер стружка подается шнеком в нижнюю наиболее горячую часть тигля, под слой защитного флюса. Пополнение бункера производится по мере использования стружки. После заполнения тигля металлом дверь кожуха открывают и часть сплава (до 30—40%) вычерпывают и разливают в подогретые до 120—150° и окрашенные изложницы. После этого дверь кожуха закрывают и включают механическую подачу стружки. В конце смены переплавка стружки прекращается, металл и флюс разливают по изложницам, тигель и шнековый цилиндр очищают и подготовляют к дальнейшей плавке.



Фиг. 155. Механизированная установка для переплавки стружки магниевых сплавов:
1 — бункер; 2 — стальной цилиндр; 3 — цепь; 4 — приводной механизм; 5 — механизм поворота и подъема; 6 — защитный кожух; 7 — кожух тигельной печи; 8 — стальной литой тигель; 9 — флюс; 10 — расплавленный металл.

§ 14. ПЛАВКА МАГНИЕВОЛИТИЕВЫХ СПЛАВОВ

Магниеволитиевые сплавы плавят под флюсом № 12, состоящим из 75—85% хлористого лития и 25—15% фтористого лития. Вначале расплавляют магний и другие компоненты, кроме лития. Литий в плавку вводят последним.

После введения лития удельный вес сплава уменьшается, флюс становится более тяжелым и опускается на дно тигля. При этом необходимо следить, чтобы на поверхности расплавленного металла оставался защитный тонкий слой флюса, предохраняющий сплав от загорания. Для лучшего отделения флюса от металла к флюсу после ввода лития добавляют загуститель—бромистый литий в количестве до 30%.

§ 15. ТЕХНИКА БЕЗОПАСНОСТИ ПРИ ПЛАВКЕ МАГНИЕВЫХ СПЛАВОВ

По степени опасности в пожарном отношении магний и магниевые сплавы можно разделить на три группы. К первой группе относится магниевая пыль, которая в сухом взвешенном состоянии загорается со взрывом при 450—480°, а во влажном состоянии воспламеняется при 360—380°. Опасная концентрация пыли во взвешенном состоянии составляет 25 *мг/м*³.

Ко второй группе относятся опилки и стружки, скопцентрированные в значительном количестве. Наибольшую опасность представляют опилки и стружки, когда они увлажнены. Сухая стружка горит спокойно, ослепительно белым светом, воспламеняется она при 480—510°. При горении магния развивается высокая температура — до 2800°. Увлажненная стружка горит более интенсивно, с треском и хлопками.

К третьей группе относятся компактные изделия в виде фасонных деталей, слитков и других крупных кусков.

Цехи и отделения, занимающиеся плавкой и обработкой изделий из магниевых сплавов, должны быть в достаточной степени обеспечены материалами для тушения очагов возгорания.

На тушение 1 *кг* магния требуется 100 *г* молотого флюса, или на 1 *кг* магния до 2 *кг* сухого кварцевого песка, или сухого графита в порошке, или сухого магнезита, или окиси магния.

ГЛАВА VII

ПЛАВКА БАББИТОВ И ЦИНКОВЫХ СПЛАВОВ

Баббиты представляют собой сплавы, предназначенные для заливки подшипников. В настоящее время насчитывается большое количество различных марок баббитов. Разнообразие компонентов, входящих в состав баббитов, не дает возможности установить общий технологический процесс их плавки. Поэтому в каждом отдельном случае разрабатываются технологические процессы плавки применительно к каждой марке баббита.

В состав баббитов могут входить следующие элементы: сурьма, медь, олово, свинец, никель, кальций, натрий, мышьяк, кадмий, алюминий, магний, кремний и др.

В основном баббиты по содержанию основных элементов можно условно разделить на следующие группы: высокооловянный Б83, оловянный Б16, малооловянный Б6, никелевый БН, теллуристый БТ, кальциевый БК. Кроме этого, могут быть алюминиевые, цинковые и магниевые баббиты.

Плавка баббитов может производиться в одном или в двух тиглях одновременно.

Так как в состав баббитов входят в основном легкоплавкие металлы, перегревать баббиты нежелательно. Плавка баббитов в одном тигле неизбежно приводит к более высокому нагреву сплава, в то время как плавка баббитов в двух тиглях дает возможность выплавлять его с минимальным перегревом.

Для приготовления баббитов используют чистые металлы, оборотные сплавы, приготовляемые из отходов, предварительные сплавы и лигатуры. В отдельных случаях используются соли, из которых восстанавливают необходимые в сплаве элементы. В качестве лигатур используются медносурьмяная, оловянноникелевосурьмяная и свинцовотеллуристая.

Наиболее широкое применение находит медносурьмяная лигатура (см. табл. 70). Температура плавления медносурьмяной лигатуры равна 680°.

Применение этой лигатуры дает возможность вести плавку баббита при температурах не выше 700°.

Температура плавления оловянных и оловянносвинцовых баббитов находится в температурном интервале 245—480°, кальциевого — в интервале 550—600°. Плавку баббитов надо стремиться проводить с минимальным перегревом.

Наиболее удобными для плавки баббитов являются электротигельные печи.

§ 1. ПЛАВКА ВЫСОКООЛОВЯННОГО БАББИТА МАРКИ Б83

Плавка баббита Б83 ведется в такой последовательности.

Нагревают тигель до 700° и загружают медносурьмяную лигатуру, сурьму и часть олова; засыпают древесноугольным порошком и расплавляют. Часть олова в начале плавки загружают для того, чтобы быстрее расплавились лигатура и сурьма. После расплавления загруженных материалов в тигель частями добавляют олово. Сплав с каждой добавкой олова перемешивают. Во время плавки необходимо следить, чтобы сплав не перегревался и был хорошо закрыт древесноугольным порошком, который постепенно добавляется во время плавки.

В конце плавки сплав тщательно перемешивают графитовой или железной мешалкой и разливают в чушки или производят заливку подшипников.

§ 2. ПЛАВКА ТЕЛЛУРИСТОГО БАББИТА МАРКИ БТ

Плавка теллуристого баббита БТ производится в следующем порядке. Нагревают тигель, загружают сурьму, медносурьмяную лигатуру и часть свинца; все это засыпают древесноугольным порошком и расплавляют. После расплавления сплав перемешивают, снимают шлак, засыпают свежим древесноугольным порошком, добавляют свинец и олово. Последним в сплав добавляют теллур, который вводится в сплав в виде свинцовотеллуристой лигатуры. Сплав тщательно перемешивают и разливают в изложницы или заливают подшипники.

При описании технологических процессов плавки баббитов различных марок неоднократно указывалось, что сплав при плавке надо тщательно перемешивать. Перемешивание сплава дает возможность получить равномерный состав и однородную структуру после затвердевания. Поэтому необходимо особое внимание обращать на перемешивание сплава при его разливке в изложницы, а также при заливке подшипников.

§ 3. ПЛАВКА БАББИТОВ В ДВУХ ТИГЛЯХ

При плавке баббитов в двух тиглях одна печь (с малым тиглем) служит для плавки тугоплавких составляющих сплава — сурьмы и лигатур, а другая (с большим тиглем) для расплавления легкоплавких составляющих: свинца, олова и оборотных сплавов.

В малый тигель после его нагрева загружают сурьму, медно-сурьмяную или оловянно-никелево-сурьмяную лигатуру и расплавляют под слоем древесноугольного порошка.

В большой тигель загружают свинец, оборотный или предварительный сплав и расплавляют под слоем древесного угля.

Когда металлы расплавлены, их смешивают в жидком виде. Из малого тигля сплав переливают в большой. Во время переливания металл надо интенсивно перемешивать. Так как более тугоплавкий металл с температурой 700° вливается в менее нагретый металл с температурой не выше 500°, то имеется опасность образования твердых кусов. Поэтому скорость вливания следует согласовывать с интенсивностью перемешивания. Кроме того, сплав в малом тигле по удельному весу легче свинца и может плавать на поверхности, поэтому и требуется более интенсивное перемешивание. Когда сплав из малого тигля полностью перелит в большой и хорошо с ним смешан, производят добавку мышьяка, олова, кадмия или теллура; сплав перемешивают и разливают в изложницы.

Преимущества плавки баббитов в двух тиглях состоят в том, что легкоплавкие металлы не перегреваются и меньше окисляются.

В настоящее время баббиты различных марок выплавляются в централизованном порядке и на машиностроительные заводы доставляются в виде паспортных чушек. Таким образом, для заливки подшипников их только расплавляют под слоем древесного угля.

§ 4. ПЛАВКА КАЛЬЦИЕВОГО БАББИТА МАРКИ БК

Технологический процесс плавки кальциевого баббита более сложен, так как в сплав необходимо вводить натрий и кальций.

Плавку кальциевого баббита производят в трех тиглях. Тигли располагают ступенью с таким расчетом, чтобы металл можно было переливать из одного тигля в другой.

В верхний тигель загружают примерно половину всего свинца, в средний тигель загружают металлический натрий (в количестве, необходимом для восстановления кальция и для ввода в состав баббита) и в нижний тигель загружают оборотный сплав или небольшое количество свинца, примерно $^1/_{10}$ часть всего сплава, и обезвоженный хлористый кальций ($CaCl_2$).

Свинец в верхнем тигле расплавляют и нагревают до 400°, в нижнем тигле расплавляют и нагревают до 780—790° хлористый кальций.

Из верхнего тигля расплавленный свинец выпускают через патрубок в средний тигель, где он смешивается с натрием, затем из среднего тигля сплав свинца и натрия сливается по патрубку в нижний тигель, где происходит восстановление кальция по реакции:

$$CaCl_2 + 2Na \rightarrow Ca + 2NaCl.$$

Восстановившийся кальций переходит в сплав, и таким образом получается тройной сплав: Pb, Na и Ca.

Образующийся хлористый натрий переходит в шлак. Полученный в нижнем тигле сплав тщательно перемешивают, загружают остаток свинца, с поверхности снимают почти весь шлак, оставляя небольшое количество для защиты сплава от окисления. Сплав перемешивают и разливают в изложницы.

§ 5. ПЛАВКА ЦИНКОВЫХ СПЛАВОВ

Цинковые сплавы в литейном производстве широко используются для изготовления отливок методом литья под давлением.

В машинах для литья под давлением с открытыми ваннами используют чушки готового сплава для пополнения жидкой ванны до определенного уровня. В отдельных случаях открытые ванны пополняют жидким сплавом, который подается от плавильных печей разносными тиглями. В машинах для литья под давлением с закрытыми ваннами пополнение производится жидким сплавом.

При изготовлении цинковых сплавов их нельзя перегревать, так как перегрев приводит к образованию трещин в отливках.

В состав цинковых сплавов входят основные элементы: медь, алюминий, магний и цинк.

Трудности приготовления цинковых сплавов состоят в том, что содержание примесей в цинковых сплавах должно быть минимальным: железа не более 0,1%; кадмия 0,02 -0,08%; свинца 0,01 - 0,03%; олова 0,01%. Поэтому вторичные цинковые сплавы, которые содержат до 2—2,5% примесей, в шихту для литья под давлением почти не применяются.

Отходы литейного производства известного химического состава могут входить в состав шихты в количестве до 60—70%.

Исходными материалами для плавки цинковых сплавов служат оборотные металлы (литники, брак,) чушковый цинк и лигатуры — алюминиевомедная, алюминиевомагниевая.

Для плавки цинковых сплавов применяют тигельные газовые и нефтяные печи и электрические индукционные печи и печи сопротивления.

В практике имеются случаи плавки цинковых сплавов в барабанных электродуговых плавильных печах с независимой электродугой. При этом электродуга используется только для нагрева стенок плавильной печи. Расплавление сплава ведется, в основном, за счет тепла, выделяемого стенками печи. Электрическая дуга включается только на короткий период для подогрева сплава.

Плавка цинковых сплавов ведется в такой последовательности. Нагревают тигель и загружают тугоплавкие компоненты: алюминий, алюминиевомедную лигатуру (50% Cu + 50% Al); $^1/_3$ цинка, засыпают их древесным углем и расплавляют. После расплавления тщательно перемешивают металл и добавляют оставшуюся часть цинка, сплав снова перемешивают, снимают с него весь уголь и шлаки и разливают в слитки или передают на разливку в формы.

Во время плавки необходимо следить за тем, чтобы сплав не перегревался выше 440—480°. Разливку цинковых сплавов в изложницы производят при 420—440°.

ИСПОЛЬЗОВАННАЯ ЛИТЕРАТУРА

ВНИТОЛ, Современный ваграночный процесс, Машгиз, 1952.

Технология литейного производства, т. II, под ред. Л. М. Мариенбаха. Машгиз, 1947.

Гиршович Н. Г., Чугунное литье, Металлургиздат, 1949.

Садогурский Л. Я., Технологические резервы ваграночного процесса, Машгиз, 1950.

Баринов Н. А. и Волков В. И., Производство чугунных отопительных радиаторов, Промстройиздат, 1952.

Аксенов П. Н., Литейное производство, Машгиз, 1950.

МОНИТОМАШ, Комплексная механизация производственных процессов в машиностроении, т. I, Машгиз, 1950.

Соколов А. Н., Габерцеттель А. И., Плавка чугуна в вагранке, Машгиз, 1950.

Фаталов Л. И., Основы проектирования литейных цехов, Машгиз, 1953.

Справочник по чугунному литью, Машгиз, 1953.

Руссиян С. В., Баранов И. А., Голованов Н. Н., Соколов А. Н., Либман С. Е., Эльчуфин С. А., Проектирование технологических процессов литейного производства, Машгиз, 1951.

Скороходов Н. И. и Устинов М. А., Техника безопасности в литейном производстве, Машгиз, 1947.

ЛОВНИТОЛ, Практическое руководство по уходу за вагранкой и ведению плавки, 1940.

Мариенбах Л. М., Применение местных топлив и заменителей кокса при плавке чугуна в вагранке, Машгиз, 1943.

Труды Гипромеза, вып. VIII, Металлургиздат, 1948.

Аксенов Н. П., Аксенов П. Н., Оборудование литейных цехов, Машгиз, 1950.

Фуклев В. А., Малоуглеродистый чугун из вагранки, Машгиз, 1950.

Мариенбах Л. М., Чугун из стружки, «Московский большевик», 1945.

Рубцов Н. Н., Шихтовка в литейном деле, Металлургиздат, 1933.

Новое в литейной технологии литейного производства, Сборник, Машгиз, 1941.

Левк Л. И., Плавка в вагранках на дутье, обогащенном кислородом, «Кислород» № 3, 1947.

Чуханов З. Ф., Процесс горения угля, ГОНТИ, 1938.

Лемлех И. М., Работа вагранки на горячем дутье, «Сталь» № 7—8, 1943.

Применение кислорода в чугунолитейном производстве, Сборник, Стандартгиз, 1950.

Высокопрочные чугуны, Сборник, Киевское отделение ВНИТОМАШ, Машгиз, 1954.

Кузнецов М. А., Скворцов А. Я., Смеляков Н. Н., Справочник мастера-литейщика, Машгиз, 1952.

ВНИТОЛ, Высокопрочные чугуны, Машгиз, 1951.

ЦНИИТМАШ, Новое в литейном производстве, Машгиз, 1944.

Уралмашзавод, Технология машиностроения, Литейное дело, Машгиз, 1953.

Архангельский Б. В., Плавка в отражательных печах, ОНТИ, 1938.

ЛОНИТОЛ, Литейное производство, Машгиз, 1949.

Мариенбах Л. М., Печное хозяйство литейных цехов, ч. II, ГОНТИ, 1936.

Кэмп Д. М. и Френсис К. Б., Производство и обработка стали, Металлургиздат, 1945.

Заморуев В. М., Производство стали, Металлургиздат, 1950.

Шабуня И. А., Уход за кислой мартеновской печью, Машгиз, 1952.

Трубин К. Г., и Ойкс Г. Н., Металлургия стали, Металлургиздат, 1951.

Электрические промышленные печи, под общей редакцией Свенчанского А. Д., Госэнергоиздат, 1948.

Заморуев В. М., Скоростное сталеварение на Кировском заводе, Лениздат, 1953.

Морозов А. Н., Водород и азот в стали, Металлургиздат, 1950.

Умрихин П. В. и Кокорев П. И., Основы скоростной мартеновской плавки, Металлургиздат, 1951.

ВНИТОЛ, Современная технология выплавки стали для фасонного литья, Машгиз, 1953.

Котровский М. М. и Костогрызов В. С., Автоматическое регулирование тепловых процессов металлургического производства, Металлургиздат, 1952.

Гликков М. А., Мартеновская печь как технологический агрегат, Металлургиздат, 1944.

Каменичный М. С., Хромомагнезитовый кирпич в сводах мартеновских печей, «Огнеупоры» № 10, 1950.

Панфилов М. И., Методы скоростного сталеварения, Металлургиздат, 1951.

Скоростные методы плавки стали, Металлургиздат, 1941.

Технология литейного производства, т. III, Машгиз, 1948.

Дементьев В. А., Повышение стойкости подин мартеновских печей, Металлургиздат, 1950.

Струговщиков Д. П., Сталевар мартеновской печи, Металлургиздат, 1953.

Масловский П. М. и Попов Б. И., Автоматическое регулирование мартеновских печей, Металлургиздат, 1953.

Ящуиская О. И. и Старович М. Н., Применение кислорода в мартеновском производстве, Металлургиздат, 1952.

Мирошниченко Н. С., Сталевар мартеновской печи, Металлургиздат, 1952.

Самарин А. И., Электрометаллургия, Металлургиздат, 1943.

Едиерал Ф. П., Электрометаллургия, Металлургиздат, 1950.

Лейкин В. Е., Плавка стали в электропечах, Металлургиздат, 1945

Сборник технологических инструкций по выплавке и разливке стали «Электросталь», Металлургиздат, 1941.

Ростовцев С. Т., Теория металлургических процессов, Металлургиздат, 1946.

Лукишкер М. Е., Обслуживание дуговых сталеплавильных печей, ОНТИ, 1936.

Соколов А. Н., Скоростные плавки стали в дуговых электропечах, Машгиз, 1952

Лебедев Е. А., Производство стали в мартеновских печах, ОНТИ, 1938.

Сперанский В. Г., Производство и свойства электростали, Металлургиздат, 1949.

Фарбман С. А. и Колобнев И. Ф., Индукционные печи, Металлургиздат, 1949.

Юдин С. Т., Лейкин В. Е., Каблуковский А. Ф., Сталевар электропечи, Металлургиздат, 1955.

Чернобаев Н. Е., Плавка в индукционных печах, Машгиз, 1950.

Орлов Н. Д., Плавка цветных металлов и сплавов, Металлургиздат, 1945.

Горшков И. Г., Литье слитков цветных металлов и сплавов, Металлургиздат, 1952.

Косенков М. А., Пламенные печи для плавки цветных металлов, Машгиз, 1948.

Аристов П. П. и Передельский К. В., Основы литейного дела, ОНТИ, 1936.

Орлов Н. Д., Покровные и рафинирующие флюсы при плавке алюминиевых бронз и латуней, Машгиз, 1948.

Миронов В. М., Плавка и литье цветных металлов и сплавов, Металлургиздат, 1942.

Клаус В., Плавка цветных металлов и сплавов, Уиздат, 1929.

ВНИТОЛ, Литье в металлические формы, Машгиз, 1952.

ВНИТОЛ, Автоматизация литейного производства, Машгиз, 1954.

Фейгельсон Б. П., Белоусов Н. П., Бибилашвили К. О. Заливка алюминиевых сплавов, Машгиз, 1946.

Фейгельсон Б. Н., Белоусов Н. Н., Бибилашвили К. О. Плавка алюминиевых сплавов, Машгиз, 1946.

Колобнев Н. Ф., Современные печи и технология плавки алюминиевых сплавов, ИТЭИН, 1947.

Колобнев И. Ф., Альтман М. Б., Газовая пористость и методы борьбы с ней в алюминиевых сплавах, ИТЭИН, 1948.

Центральная лаборатория Уралмашзавода, Литейное производство, Машгиз, 1947.

ВНИТОЛ, Фасонное литье алюминиевых сплавов, Машгиз, 1953.

Технология литейного производства, т. III, Машгиз, 1948.

ВНИТОЛ, Цветное литье, Машгиз, 1954.

Колобнев И. Ф., Альтман М. Б., Газы в алюминиевых сплав . Оборонгиз, 1948.

Справочник по алюминиевому литью, Оборонгиз, 1949.

Ковви К. Г. и Пляцкий В. М., Предупреждение пороков в отливках из цветных сплавов, Машгиз, 1953.

Туркин В. Л. и Румянцев В. М., Структура и свойства цветных металлов и сплавов, Металлургиздат, 1947

Варанов П. И., Рафинирование и плавка литейных алюминиевых сплавов, Оборонгиз, 1949.

Крымов В. В., Технология литья магниевых сплавов, Оборонгиз, 1947

Крымов В. В., Техника безопасности при работе с магниевыми сплавами, Оборонгиз, 1948.

Луганьков А. С., Отливки магниевых сплавов, Оборонгиз, 1942.

ВНИТОЛ, Литье магниевых сплавов, Оборонгиз, 1952.

Портной К. И. и Лебедев А. М., Магниевые сплавы, Металлургиздат, 1952.

ЦНИЛИТМАШ, Технология производства магниевого литья, ЦБТИ, 1953.

Крымов В. В., Вышкварко Г. С., Фасонное литье магниевых сплавов, Оборонгиз, 1952.

Воронов С. М., Газы в алюминиевых сплавах и методы дегазации расплава, Оборонгиз, 1938.

Миропов В. М., Вышкварко Г. С., Китари Г. Г. Приготовление лигатур для алюминиевых и магниевых сплавов, ОНТИ, 1936.

Глазунов С. Г. и Спектрова С. И., Технологические свойства магниевых сплавов, Оборонгиз, 1950.

Ладыженский В. Н. и Тунков В. П., Выплавка стали для фасонного литья, Машгиз, 1954.

Лейн Л. И., Кислород в процессах получения чугунного литья, Машгиз, 1955.

Марценбах Л. М., Интенсификация вагрочного процесса, Машгиз, 1954.

Лившиц А. А. и Червобровкин В. П., Плавка чугуна в вагранке, Машгиз, 1955.

Альтман М. Б., Лебедев А. А., Полянский А. П., Чухров М. В., Плавка и литье легких сплавов, Металлургиздат, 1956.

ОГЛАВЛЕНИЕ

Часть I. СВОЙСТВА ЛИТЕЙНЫХ СПЛАВОВ

Глава I. **Общие сведения** 3
§ 1. Требования, предъявляемые к литейным сплавам . 3
§ 2. Требования, предъявляемые к литым деталям . . 3
§ 3. Литейные сплавы, применяемые в машиностроении 4
Глава II. **Литейные свойства сплавов** 5
§ 1. Общие сведения 5
1. Строение жидкого металла . . . 5
2. Понятие о вязкости металлов . . . 6
3. Понятие о поверхностном натяжении . 7
§ 2. Жидкотекучесть 9
1. Понятие о жидкотекучести сплавов 9
2. Влияние различных факторов на заполняемость литейных форм 12
§ 3. Ликвация 12
1. Понятие о ликвации 12
2. Внутрикристаллическая и зональная ликвации 14
3. Методы борьбы с явлением ликвации 16
§ 4. Газы 17
1. Растворимость газов в сплавах 17
2. Механизм образования газовых раковин 20
3. Методы борьбы с газовыми раковинами . 21
§ 5. Усадка сплавов 22
1. Понятие об усадке сплавов . . 22
2. Объемная и линейная усадка . . 23
3. Усадочные раковины и меры борьбы с ними 25
§ 6. Внутренние напряжения 28
1. Понятие о внутренних напряжениях . . . 28
2. Способы определения внутренних напряжений 32
3. Методы борьбы с внутренними напряжениями . . . 35
§ 7. Склонность к образованию горячих и холодных трещин 37
1. Условия образования горячих и холодных трещин 37
2. Методы борьбы с образованием трещин в отливках 39
§ 8. Неметаллические включения 40
1. Понятия о неметаллических включениях 40
2. Основные неметаллические включения в различных литейных сплавах 42
3. Методы борьбы с неметаллическими включениями в отливках 44
§ 9. Кристаллизация литейных сплавов 45

Глава III. **Литая сталь** . . 50
§ 1. Углеродистая сталь 50
1. Общие сведения 50
2. Классификация углеродистой стали, применяемой для фасонного литья 52
3. Влияние различных элементов на механические свойства и структуру углеродистой стали 53
§ 2. Графитизированная сталь 58
§ 3. Легированная сталь 60
1. Общие сведения 60
2. Марганцевая литейная сталь 60
3. Кремнистая литейная сталь 62
4. Никелевая литейная сталь 63
5. Хромистая литейная сталь 63
6. Хромоникелевая литейная сталь 64
7. Медистая литейная сталь 65
8. Вольфрамовая литейная сталь 65

Глава IV. **Чугун** 66
§ 1. Основы получения чугуна 66
§ 2. Процесс образования структуры графита 67
1. Влияние постоянных и специальных примесей на графитизацию . 69
2. Влияние перегрева на графитизацию 72
3. Влияние выдержки чугуна при плавке на графитизацию 72
4. Влияние скорости охлаждения на графитизацию 73
§ 3. Классификация серого и модифицированного чугуна 73
1. Методы получения высококачественного чугуна 78
2. Модифицирование чугуна 80
§ 4. Высокопрочный чугун с шаровидным графитом 81
1. Общие понятия 81
2. Классификация высокопрочного чугуна 82
3. Литейные свойства высокопрочного чугуна 84
4. Эксплуатационные свойства 86
5. Технологические особенности получения высокопрочного чугуна . 86
§ 5. Легированный чугун 89
1. Общие сведения 89
2. Низколегированный чугун 91
3. Высоколегированный чугун 91
§ 6. Ковкий чугун 92
1. Общие сведения 92
2. Классификация ковкого чугуна 93
3. Влияние примесей на свойства ковкого чугуна 96
4. Ковкий чугун со специальными свойствами 99
§ 7. Выбор химического состава чугуна в зависимости от заданной структуры и толщины стенки отливки 101

Глава V. **Медные литейные сплавы** 107
§ 1. Медь как литейный материал 107

§ 2. Оловянная бронза 108
§ 3. Безоловянная бронза 113
§ 4. Латунь 119
§ 5. Медноникелевые сплавы 123
Глава VI. **Алюминиевые литейные сплавы** 125
§ 1. Классификация алюминиевых сплавов 125
§ 2. Алюминиевокремнистые сплавы 125
§ 3. Алюминиевомедные сплавы 133
§ 4. Алюминиевомедникремнистые сплавы 133
§ 5. Алюминиевомагниевые сплавы 134
§ 6. Алюминиевоцинкокремнистые сплавы 134
§ 7. Сложные алюминиевые сплавы 135
§ 8. Способы улучшения свойств алюминиевых сплавов 136
Глава VII. **Магниевые литейные сплавы** 139
§ 1. Классификация магниевых сплавов 139
§ 2. Влияние элементов на свойства магниевых сплавов 139
§ 3. Способы улучшения свойств магниевых сплавов 144
§ 4. Особые магниевые сплавы 145
§ 5. Особенности технологии производства отливок из магниевых сплавов 146
Глава VIII. **Цинковые литейные сплавы и баббиты** 148
§ 1. Цинковые сплавы 148
§ 2. Баббиты 152
Использованная литература 152

Часть II. ПЛАВКА ЛИТЕЙНЫХ СПЛАВОВ

Глава I. **Шихтовые материалы** 155
§ 1. Общие сведения 155
§ 2. Свежие металлы и сплавы 156
§ 3. Вторичные металлы и сплавы 157
§ 4. Ферросплавы и лигатуры 157
§ 5. Отходы литейного производства 163
§ 6. Флюсы 163
§ 7. Топливо 165
§ 8. Подготовка шихтовых материалов к плавке 167
§ 9. Расчет шихты 170
Глава II. **Плавка чугуна** 174
§ 1. Плавка чугуна в вагранке 174
1. Конструкция современной вагранки 174
2. Подготовка вагранки к плавке 177
3. Розжиг вагранки 182
4. Загрузка и пуск вагранки 183
5. Подача воздуха в вагранку 187
6. Обслуживание вагранки во время плавки 189
7. Продолжительность непрерывной работы вагранки 191
8. Основные физико-металлургические процессы вагрокой плавки 192

9. Способы получения малосернистого чугуна из вагранки 197
10. Ваграночный шлак 200
11. Методы удаления серы при плавке в вагранке 201
12. Плавка в вагранке с основной футеровкой 204
13. Плавка чугуна в газовой вагранке 206
14. Плавка чугуна в вагранке с подогревом воздуха 208
15. Плавка чугуна в вагранке с применением кислородного дутья 211
16. Плавка чугуна в вагранке с последующей продувкой его кислородом в копильнике или ковше 214
17. Плавка чугуна в вагранке для последующего модифицирования 217
18. Плавка чугуна в вагранке для последующего модифицирования магнием 220
19. Плавка в вагранке легированного чугуна 227
20. Особенности плавки чугуна в вагранке с применением шлака повышенной реакционной способности 228
21. Плавка чугуна в вагранке с использованием стальной и чугунной стружки 229
§ 2. Плавка чугуна в электрических печах 230
§ 3. Плавка чугуна в пламенных печах 232
1. Подготовка к плавке и загрузка пламенных печей 233
2. Пуск печи и плавление чугуна 235
3. Доводка чугуна по химическому составу и температуре 236
§ 4. Плавка чугуна в тигельных печах 237
§ 5. Плавка чугуна в двух плавильных печах 239
§ 6. Контроль плавки чугуна 242

Глава III. **Плавка стали** 246

§ 1. Плавка стали в малом конвертере с боковым дутьем 246
1. Устройство и футеровка малого конвертера 247
2. Температура и химический состав чугуна 249
3. Подготовка конвертера к плавке 251
4. Плавки стали в конвертере на воздушном дутье 251
5. Науглероживание и раскисление стали в малых конвертерах 255
§ 2. Плавка стали в малом конвертере на кислородном дутье 258
1. Устройство конвертера для кислородного дутья 258
2. Температура и химический состав исходного чугуна для продувки кислородом 259
3. Продувка чугуна кислородом 259
§ 3. Плавка легированной стали в малом конвертере 280
§ 4. Плавка стали в малом конвертере с футеровкой из основных материалов 261
§ 5. Плавка стали в мартеновской печи 262
1. Устройство и принцип работы мартеновской печи 263
2. Исходные шихтовые и заправочные материалы 268
3. Заправка и уход за основной мартеновской печью 272
4. Загрузка печей 275
5. Плавление, образование шлака и окисление примесей 279

6. Удаление серы при плавке в печи с основной футеровкой 286
7. Раскисление металла и выпуск стали 287
8. Плавка стали в печах с основным подом в смешанном завалке рудным скрап-процессом 291
9. Плавка стали на твердой завалке в мартеновских печах с кислой футеровкой 292
10. Подготовка печи к плавке 293
11. Исходные шихтовые материалы для плавки стали в мартеновских печах с кислым подом 293
12. Порядок загрузки и плавления 294
13. Окисление и восстановление примесей 294
14. Активный процесс плавки в печи с кислой футеровкой 296
15. Плавка стали в печи с кислой футеровкой кремневосстановительным процессом 297
16. Плавка легированной стали в мартеновских печах 300
17. Контроль плавки в мартеновских печах 302
§ 6. Плавка стали в электрических печах 303
1. Плавка стали в электродуговых печах 304
2. Плавка стали в электродуговых печах с основной футеровкой 309
3. Плавка стали в электродуговых печах с кислой футеровкой 323
4. Плавка легированной стали в электродуговых печах 328
5. Плавка стали в высокочастотных бессердечниковых печах 332
6. Комбинированные способы плавки стали с применением электрических печей 340
7. Разливка стали 341

Глава IV. **Плавка меди и медных сплавов** 342

§ 1. Шихтовые материалы для приготовления медных сплавов 343
§ 2. Раскисление меди и медных сплавов 344
§ 3. Рафанирование медных сплавов 347
§ 4. Плавка медных сплавов в тигельных печах 349
§ 5. Плавка медных сплавов в отражательных печах 351
§ 6. Плавка медных сплавов в дуговых печах 354
§ 7. Плавка медных сплавов в индукционных электрических печах с железным сердечником 356
§ 8. Плавка медных сплавов в индукционных высокочастотных печах без металлического сердечника 358
§ 9. Технология плавки меди и некоторых медных сплавов 359
1. Плавка меди 359
2. Плавка оловянной бронзы 360
3. Плавка оловянной бронзы, содержащей цинк 361
4. Плавка оловянносвинцовой и свинцовой бронзы 361
5. Плавка алюминиевой бронзы 362
6. Плавка кремнистой бронзы и латуни 363
7. Плавка медноникелевых сплавов 363
8. Плавка простой латуни 365
9. Плавка специальной латуни 365

§ 10. Методы контроля плавки медных сплавов . . . 366
§ 11. Разливка медных сплавов . . . 367

Глава V. **Плавка алюминиевых сплавов** . . . 368

§ 1. Особенности плавки алюминиевых сплавов . . . 368
§ 2. Шихтовые материалы для плавки алюминиевых сплавов . . . 369
§ 3. Флюсы для плавки алюминиевых сплавов . . . 370
1. Материалы для рафинирования и дегазации алюминиевых сплавов . . . 371
2. Материалы для модифицирования алюминиевых сплавов . . . 371
§ 4. Технология плавки алюминиевых сплавов . . . 372
1. Плавка алюминиевых сплавов под слоем флюса . . . 372
2. Рафинирование сплавов методом замораживания . . . 372
3. Рафинирование алюминиевых сплавов хлоридами . . . 373
4. Рафинирование алюминиевых сплавов йодом . . . 374
5. Рафинирование алюминиевых сплавов хлором . . . 374
6. Рафинирование алюминиевых сплавов созданием вакуума . . . 376
7. Рафинирование алюминиевых сплавов натрием с последующей продувкой хлором . . . 376
8. Рафинирование алюминиевых сплавов циркониевыми солями . . . 377
§ 5. Модифицирование алюминиевых сплавов . . . 377
1. Модифицирование сплавов металлическим натрием . . . 377
2. Модифицирование алюминиевых сплавов натриевыми солями . . . 378
3. Модифицирование фтористыми и натриевыми солями . . . 378
4. Модифицирование легкорасплавляющимися модификаторами . . . 378
5. Модифицирование расплавленной смесью солей . . . 379
6. Модифицирование алюминиевых сплавов пропусканием их через расплавленные соли . . . 379
7. Модифицирование алюминиевых сплавов с помощью электролиза расплавленных солей . . . 380
§ 6. Плавка алюминиевых сплавов . . . 381
1. Плавка алюминиевых сплавов в поворотных тигельных печах . . . 381
2. Плавка алюминиевых сплавов в отражательных печах . . . 382
3. Плавка алюминиевых сплавов в отражательных электрических печах сопротивления . . . 384
4. Плавка алюминиевых сплавов в индукционных печах с железным сердечником . . . 385
5. Плавка алюминиевых сплавов в электротигельных печах . . . 387
§ 7. Примеры плавки некоторых алюминиевых сплавов . . . 387
1. Плавка алюминиевого сплава АЛ2 . . . 387
2. Плавка алюминиевого сплава АЛ4 . . . 388
3. Плавка алюминиевого сплава АЛ9 . . . 388
4. Плавка алюминиевого сплава АЛ5 . . . 389
5. Плавка алюминиевого сплава АЛ7 . . . 389
6. Плавка алюминиевого сплава АЛ6 . . . 390
§ 8. Контроль плавки алюминиевых сплавов . . . 391
§ 9. Разливка алюминиевых сплавов . . . 393

Глава VI. **Плавка магниевых сплавов** . . . 394
§ 1. Шихтовые материалы . . . 394
§ 2. Способы плавки магниевых сплавов . . . 394
§ 3. Флюсы для плавки магниевых сплавов . . . 395
1. Соли, входящие в состав флюсов . . . 395
2. Составы флюсов и технология их приготовления . . . 396
§ 4. Плавильные тигли . . . 398
§ 5. Подготовка шихтовых материалов к плавке . . . 401
§ 6. Печи для плавки магниевых сплавов . . . 402
§ 7. Плавка магниевых сплавов в стационарных литых тиглях . . . 404
§ 8. Плавка магниевых сплавов в выемных стальных сварных тиглях . . . 407
§ 9. Плавка магниевых сплавов в отражательных печах . . . 408
§ 10. Комбинированный метод плавки магниевых сплавов . . . 409
§ 11. Модифицирование магниевых сплавов . . . 410
§ 12. Обработка магниевых сплавов газами . . . 411
§ 13. Плавка магниевой стружки . . . 412
§ 14. Плавка магниеволитневых сплавов . . . 415
§ 15. Техника безопасности при плавке магниевых сплавов . . . 415
Глава VII. **Плавка баббитов и цинковых сплавов** . . . 416
§ 1. Плавка высокооловянного баббита марки Б83 . . . 416
§ 2. Плавка теллуристого баббита марки БТ . . . 417
§ 3. Плавка баббитов в двух тиглях . . . 417
§ 4. Плавка кальциевого баббита марки БК . . . 417
§ 5. Плавка цинковых сплавов . . . 418
Использованная литература . . . 419
. . . 421

§ 10
§ 11

Глава V

§ 1.
§ 2
§ 3

§ 4

Прохор Прохорович Жевтунов
ЛИТЕЙНЫЕ СПЛАВЫ

Редактор издательства *Н. П. Чернышева*

Технические редакторы: *Е. Н. Матвеева* и *А. Я. Тихонов*
Корректоры: *Г. В. Смирнова* и *Н. И. Жилина*

Сдано в произв. 22/I 1967 г.
Подписано к печати 13/VI 1967 г. Т-05639
Тираж 15 000 экз. Печ. листов 27
Уч.-изд. листов 28,75 Бум. л. 13,5
Формат 60×92/16 Зак. 1716.

1-я типография Машгиза,
Ленинград, ул. Моисеенко, 10.

ЗАМЕЧЕННЫЕ ОПЕЧАТКИ

Стр.	Строка	Напечатано	Должно быть
18	5-я сверху	между точками *в* и *а*	между точками *б* и *а*
56	20-я сверху	в углеродистой (табл. 5)	в углеродистой (табл. 7)
58	21-я сверху	сталях (табл. 7)	сталях (табл. 10)
60	3-я снизу	в табл. 7	в табл. 10
79	16-я снизу	(табл. 10)	(табл. 13)
81	8-я снизу	табл. 10.	табл. 13.
175	11-я сверху	температура чугуна в фокусе	температура в фокусе
253	2-я сверху	и ферросилиция.	в ферросилида.
280	8-я снизу	до $^{7}/_{0}$ Mg;	до $^{7}/_{0}$ MgO;
320	6-я снизу	$MnCO$.	$Mn + CO$.
432	1-я сверху	Прохор	Петр

Жевтунов. Зак. 1716